

Міністерство освіти і науки України
Національний технічний університет
«Дніпровська політехніка»

Природокористування

(інститут)

Кафедра транспортних систем і технологій

(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА
кваліфікаційної роботи

магістра

(бакалавра, магістра)

студента Явкуна Ярослава Владиславовича

(ПІБ)

академічної групи 184М-18-1 ГФ

(шифр)

спеціальності 184 Гірництво

(код і назва спеціальності)

спеціалізації _____

за освітньо-професійною програмою «Гірництво»

(офіційна назва)

на тему Проект технологічної системи вилучення та утилізації метану в умовах ПАТ „ШУ «Покровське»“

(назва за наказом ректора)

| Керівники | Прізвище, ініціали | Оцінка за шкалою | | Підпис |
|------------------------|--------------------|------------------|---------------|--------|
| | | рейтинговою | інституційною | |
| кваліфікаційної роботи | Расцветаев В.О. | | | |
| розділів: | | | | |
| Технологічний | Медяник В.Ю. | | | |
| Транспорт | Расцветаев В.О. | | | |
| Охорона праці | Яворська О.О. | | | |
| Рецензент | | | | |
| Нормоконтролер | Расцветаев В.О. | | | |

Дніпро
2019

ЗАТВЕРДЖЕНО:

завідувач кафедри

транспортних систем і технологій

(повна назва)

Барташевський С.Є.

(підпис)

(прізвище, ініціали)

«_____» _____ 2019 року

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу
ступеню магістра
(бакалавра, магістра)

студенту Явкун Ярослав Владиславович академічної групи 184М-18-1 ГФ
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 Гірництво

спеціалізації _____

за освітньо-професійною програмою «Гірництво»

на тему Проект технологічної системи вилучення та утилізації метану в умовах
ПАТ „ШУ «Покровське»»

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка»

від «_____». _____ 2019р. № _____

| Розділ | Зміст | Термін виконання |
|---------------|---|------------------|
| Технологічний | Характеристика діючої шахти. Обґрунтування параметрів технології очисних та підготовчих робіт | 01.11.2019 |
| Транспорт | Технологічна схема транспорту | 15.11.2019 |
| Охорона праці | Аналіз потенційних шкідливих та небезпечних факторів. | 02.12.2019 |
| Економічний | Економічна оцінка роботи | 10.12.2019 |

Завдання видано

_____ (підпис керівника)

Расцветаєв В.О.

(прізвище, ініціали)

Дата видачі 15.10.2019

Дата подання до екзаменаційної комісії 16.12.2019

Прийнято до виконання

_____ (підпис)

Явкун Я.В.

(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка містить: 98 с., 14 мал., 35 табл., 2 додатки, 42 використаних джерела.

Об'єкт дослідження: технологія гірничих робіт на ПАТ Шахтоуправління «Покровське».

Мета дипломного проекту: підвищення техніко-економічних параметрів і безпеки ведення гірничих робіт за рахунок інтенсифікації вилучення метану.

У спеціальній частині дипломного проекту запропоновано технологічну схему відведення шахтного метану за допомогою свердловин поточної дегазації блоку №8 з лав "2-я південна" і "2-я північна", пробурених з поверхні в піщаник покрівлі пласта d_4 . Каптований метан після комплексної підготовки на УКПГ надходить на утилізацію в шахтних котельнях.

Проект спрямований на зменшення викидів шахтного метану в атмосферу, шляхом використання його в якості основного палива для потреб гірничого підприємства.

Проект має розрахунки, які підтверджують працездатність пропозицій. Практичне значення проекту несе в собі кардинальні підвищення надійності видобутку корисних копалин, можливості їх використання іншими шахтами, зниження собівартості і підвищення безпеки праці.

У підрозділі "Вентиляція шахти" виконаний на ЕОМ, за програмою розробленою в НГУ.

У підрозділі "Охорона праці" розглянуті заходи щодо боротьби з пилом, розглянуті шкідливі і небезпечні фактори, а також шляхи підвищення безпеки праці.

В економічній частині визначено річний економічний ефект від підвищення виробничої потужності шахти внаслідок впровадження комплексної дегазації декількох джерел метановиділення, а також від утилізації каптованого метану.

ШАХТА, ВУГІЛЬНІ ПЛАСТИ, ОЧИСНІ РОБОТИ,
МЕТАНОВИДІЛЕННЯ, КОЕФІЦІЄНТ ЕФЕКТИВНОСТІ ДЕГАЗАЦІЇ,
УТИЛІЗАЦІЯ МЕТАНУ, ЕКОНОМІКА

ЗМІСТ

| | |
|--|-----|
| ВСТУП | 5 |
| 1 ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА | |
| 1.1 Місце розташування підприємства | 6 |
| 1.2 Гірничо-геологічна характеристика | 6 |
| 1.3 Гірничо-технічна характеристика | |
| 1.4 Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт | 11 |
| 1.5 Висновки | 12 |
| 1.6 Вихідні дані на проект | 13 |
| 2 ПРОПОЗИЦІЇ І ЗАХОДИ З ТЕХНІЧНИХ РІШЕНЬ | |
| 2.1 Вибір пріоритетного напрямку вирішення технологічного завдання | 15 |
| 2.2 Обґрунтування технологічних і технічних рішень | 16 |
| 2.3 Технологія очисної виїмки | 21 |
| 2.4 Розрахунок параметрів очисної виїмки вугілля | 22 |
| 2.5 Технологічна схема транспорту | 25 |
| 2.6 Вентиляція шахти | 34 |
| 2.7 Організація робіт по реалізації прийнятих рішень | 43 |
| 2.8 Охорона праці | 45 |
| 2.9 Заходи з охорони навколишнього середовища | 63 |
| 3 ПРОЕКТ УДОСКОНАЛЕННЯ ГАЗОТРАНСПОРТНОЇ СИСТЕМИ В УМОВАХ ІНТЕНСИФІКАЦІЇ ГІРНИЧИХ РОБІТ | |
| 3.1 Проект системи дегазації шахти | 65 |
| 3.2 Підготовка шахтного метану до утилізації | 72 |
| 4 ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ ДЕГАЗАЦІЇ ТА ВИКОРИСТАННЯ КАПТОВАНОГО МЕТАНУ | |
| 4.1. Витрати на реалізацію рішення | 83 |
| 4.2. Економічна ефективність дегазації шахти | 85 |
| 4.3. Економічна ефективність використання каптованого метану | 88 |
| 4.4. Загальна економічна ефективність дегазації | 89 |
| 4.5 Чисельність штату по шахті | 91 |
| 4.6 Собівартість вугілля по шахті | 92 |
| 4.7 Розрахунок рентабельності підприємства | 95 |
| 4.8 Розрахунок економічного ефекту від проектних рішень | 95 |
| 4.9 Техніко-економічні показники | 96 |
| ВИСНОВОК | 97 |
| ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ | 99 |
| ДОДАТКИ | 101 |

ВСТУП

На сучасному етапі розвитку економіки України істотну роль грає вугільна промисловість. І це дійсно так, якщо брати до уваги той факт, що вугілля є практично єдиним джерелом теплової енергії, оскільки запаси інших енергоносіїв становлять незначну кількість на території України.

В результаті постійного поглиблення гірничих робіт і експлуатації пластів зі складними гірничо-геологічними умовами інтенсифікація видобутку вугілля і поліпшення техніко-економічних показників роботи шахт стримуються зростаючою газообільністю гірських видобувань.

Досвід роботи показує, що вже в даний час шахти зазнають великих труднощів через підвищене метановиділення на видобувних дільницях. У багатьох випадках з цієї причини неможливо використовувати на повну потужність високопродуктивні вуглевидобувні агрегати. Метановиділення стає основним фактором, що стримує впровадження нової техніки, збільшення видобутку вугілля, підвищення продуктивності праці і поліпшення економічних показників підприємства. Очевидно, що без вирішення проблеми боротьби з газом в шахті заходи, які передбачається здійснити на базі технічного переозброєння процесу вуглевидобутку, нездійсненні.

Процес дегазації, за допомогою якого витягується шахтний газ, спочатку розвивався в цілях підвищення безпеки вугільних шахт. До середини 70-х років минулого століття загальноприйнятим способом боротьби з метаном було провітрювання гірничих виробок за допомогою великих обсягів повітря. Однак у зв'язку зі збільшенням глибини проведення очисних робіт значно збільшилася метаноносність вугільних пластів і використання однієї лише вентиляції шахти стало недостатнім. Введення поточної дегазації за допомогою буріння дегазаційних свердловин дозволило знизити навантаження на систему вентиляції і додатково спричинило за собою збільшення продуктивності вугільних шахт.

Закордонний досвід утилізації шахтного метану свідчить про те, що газ, який видобується дегазаційними системами не тільки спалюється в котельних, а й використовується для різних побутових і виробничих потреб. У світових вугледобувних країнах використання метану вугільних родовищ стимулюється не тільки економічною доцільністю, а й підкріплюється законодавством. Додатковий інтерес до метану викликає Кіотська угода, що ініціює торгівлю квотами на шкідливі викиди в атмосферу, тому що спалювання шахтного газу в енергетичних установках приносить не тільки економічний прибуток, але і сприяє зниженню екологічної небезпеки, пов'язаної з руйнуванням озонового шару земної атмосфери.

1 ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

1.1. Місце розташування підприємства

ПАТ Шахтоуправління «Покровське» закладено в 1974 році. Поле шахти розташоване в Червоноармійському Західному вугленосному районі Донбасу. За адміністративним поділом поле шахти відноситься до Червоноармійському району Донецької області.

Районний центр - місто Красноармійськ розташований в 16 км на схід від шахти "Червоноармійська Західна №1".

В межах оцінюваної площі та поблизу її розташовані станція Вдала (в центрі поля), села і хутори ім. Димитрова, Сергіївка, Леніне.

Найбільшим є селище станції Удачне. Безпосередньо через поле шахти із заходу на схід проходить основна залізнична магістраль Ростов - Київ і залізнична гілка Красноармійськ - Павлоград - Дніпропетровськ. Шахта з'єднана з основною магістральною дорогою під'їзними шляхами через станцію Красноармійськ, з районним центром м. Красноармійськ - асфальтованою дорогою.

Безпосередньо на поле шахти є асфальтована дорога від м. Красноармійська до ст. Удачне. Автострада Донецьк - Дніпропетровськ проходить в 12 км на північ від ст. Удачне.

Основним джерелом водопостачання м. Красноармійська служить Донецький водопровід, Карлівське водосховище і ряд свердловин, пробурених для водопостачання промислових об'єктів і шахт.

Основним споживачем видобутого на шахті вугілля є Донецький коксохімічний завод і надалі кокс використовується на металургійних комбінатах Донецької області.

Поверхня зазначеної площі являє собою рівнинну місцевість з невеликими ухилами в південно-західному напрямку і коливаннями абсолютних відміток від +185 м до +110 м.

Клімат характеризується, як помірно-континентальний, з різкими коливаннями температур, з невеликою кількістю опадів, що випадають. Переважаючі вітру східного і південно-східного напрямку.

1.2. Гірничо-геологічна характеристика

Шахта розташована на західному крилі синкліналі Донецького вугільного басейну, де кут падіння шарів порід становить від 5° до 12° в напрямку на схід - північний схід, а залягання порід є відносно спокійним в тектонічному відношенні. Вугільні пласти відносяться до періоду середнього карбону. Товща основних порід складається з алевроліту і пісковика з прошарками вапняку.

Четвертинні глини перекривають свити вугільних пластів на поверхні і змінюються за потужністю від 0 до 50 м, але, як правило, знаходяться в діапазоні від 10 до 20 м.

Підземні води на шахтному полі приурочені до відкладів четвертинного, неогенного і каменоугольного періодів. Притоки води в шахті коливаються від 200 до 350 м³/год. За умовою залягання серед порід четвертинного віку розрізняють два горизонти - "верховодку" і алювіальних водоносний горизонт.

"Верховодка" поширена на вододілах і їх схилах і приурочена до прошарками глини у суглинків. Рівень "верховодки" непостійний і коливається в залежності від гідрометеорологічних умов.

Алювіальний водоносний горизонт поширений в знижених частинах рельєфу - великих блоках. Рівень води постійний.

Шахтне поле великі тектонічні порушення не перетинають, проте зустрічаються дуже дрібні перехідні лавами, з амплітудою 2-3 м. У центральній частині шахтного поля проходить Удаченське насування з амплітудою 4-30 м і кутом падіння 40° - 50°.

Затвердженими технічними межами шахти "Червоноармійська Західна №1" є:

- по повстанню - Криворізько - Павлівське скидання;
- по падінню - Котлинське насування;
- по простяганню - скидання №6 і умовна лінія, що продовжує його до Криворізько-Павлівського скидання. На півдні умовна лінія, що проходить через свердловину №2184 і лінія виклинювання пласта до Котлинського насування.

Розміри шахтного поля:

- по падінню - 6000 м;
- по простяганню - 16000 м.

Відповідно до затвердженого технічного проекту проектна потужність шахти 2,1 млн. т/рік. За минулий 2013 рік видобуток вугілля на шахті склала 5,8 млн. т/рік.

В даний час очисні і підготовчі роботи ведуться на глибині 600 м і 700 м.

Шахта належить до загрозливих за раптовими викидами вугілля, породи і газу. Метаноносність пласта змінюється від 10 до 25 м³/т, при веденні гірських робіт можливі суфлярні виділення метану. Пласти не схильні до самозаймання, шахта небезпечна по вибуховості вугільного пилу. По гірських ударах шахта віднесена до безпечної. Температура порід коливається на горизонті 600 м від 26,5 до 32°C, на горизонті 700 м - 30-38,6°C.

1.3. Гірничо-технічна характеристика

Будівництво шахти «Червоноармійська-Західна №1» здійснювалося з 1974 року відповідно до технічного проекту будівництва, розробленого інститутом «Донгіпрошахт» в 1972 році і затвердженим постановою колегії Міністерства вугільної промисловості СРСР від 31.08.72 №58/50. У зв'язку з уточненням в ході будівництва гірничо-геологічних умов відпрацювання запасів, введенням в дію за період 1974-1985 роки ряду нових правил безпеки і директивних документів з проектування та будівництва вугільних шахт, інститутом був скоректований

технічний проект будівництва шахти і затверджений постановою Мінвуглепрому СРСР від 30.01.87 №12-50/71 за погодженням з Держбудом і Держпланом СРСР.

Скоригованим технічним проектом будівництва шахти (1986р.) Введення шахти в експлуатацію загальною потужністю 2100 тис.тонн вугілля на рік передбачався двома пусковими комплексами: перший потужністю 1500 тис.тонн з одночасною роботою чотирьох лав в блоках №6 і №4 в 1990 році, другий - потужністю 600 тис.тонн в складі додатково двох лав в блоках №2 і №3 намічалось ввести в 1994 році. Перший пусковий комплекс введений в експлуатацію в терміни, передбачені проектом в грудні 1990 року виробничою потужністю 1,5 млн.тонн на рік.

В процесі будівництва і експлуатації першого пускового комплексу було виявлено ряд факторів, що значно ускладнюють ведення гірничих робіт - розвинена мережа гірничо-геологічних порушень, підвищена тріщинуватість гірських порід, часті потоншення і руслові розмиви пласта з заміщенням, які вміщують породи, що послужило причиною переведення шахтного поля з першої в другу категорію за складністю геологічної будови. Була виявлена неефективність ведення закладних робіт при потужності пласта 1.6-1.9м для охорони бортових виробок з метою їх повторного використання. Зважаючи на відсутність повної закладки виробленого простору передбачена затвердженим проектом виїмка охоронних ціликів під залізничною магістраллю в блоці №6 без перенарізання лав на глибинах вище горизонту 708м. (величина безпечного ведення гірничих робіт) не може бути реалізована.

Зазначені фактори зумовили необхідність переходу виїмкових дільниць в підготовлених до виїмки запасів блоків №6 і №4 на повертаючу схему провітрювання з відпрацюванням через стовп і підготовкою лав в проміжних стовпах проведенням виробок «впірісічку» до виробленого простору.

Заповнення лінії, що вибуває очисних вибоїв в блоках з зменшується потужністю пласта (з 1.8-1.4м до 1.4-1.1м в блоках №4,5) не забезпечать підтримку потужності шахти на досягнутому рівні.

Для забезпечення підтримки та приросту виробничої потужності шахти вирішено передати запаси блоків №2 та №3 на відтворення лінії, що вибуває очисних вибоїв, а в якості другого пускового комплексу будівництва шахти здійснити розтин і підготовку запасів блоку №8.

Шахтне поле розкрито двома центрально - здвоєними - скіповим і клітьовим і двома блоковими - повітроподавальним і вентиляційним стовбурами і горизонтальними квершлагами на горизонтах 593 і 708 м. На промисловому майданчику подає повітря стовбура пройдена вентиляційна свердловина. Розтин блоку №8 проводиться повітроподавальним стволем №2 і горизонтальними квершлагами на горизонт 815 м, який призначений для подачі свіжого повітря, спуску-підйому людей, видачі породи, спуску матеріалів і устаткування.

Спосіб провітрювання - всмоктуючий, схема провітрювання шахти-комбінована. На очисних ділянках застосовується прямоточна схема з підсвіженням вихідного струменя повітря і повертаюча схема з ізолюванням відведенням метану. Шахта провітрюється установками головного

провітрювання, обладнаними робочими і резервними вентиляторами: ВЦД-47У (головний ствол), ВЦД-31.5м (вентиляційний ствол). В даний час ведуться роботи по реконструкції вентиляційної свердловини, розташованої на пром. майданчику ВПС №1, які полягають у збільшенні діаметра свердловини з 1,6 м до 4 м і обладнанні високопродуктивної вентиляторної установкою типу ВЦД-31,5 УМ.

Скіповий ствол служить для видачі вугілля і породи, вихідного струменя повітря, обладнаний підйомними машинами ЦШ 5x4 і ЦШ 4x4.

В даний час ведуться роботи по проведенню скіпового вентиляційного стовбура №2 до гор.815 м.

Клітьовий стовбур - для спуску-підйому людей, матеріалів, устаткування та подачі свіжого повітря в шахту, обладнаний двома одноклітьовими підйомними машинами з двоповерховими клітьми ЦШ-3.25 x 4. Повітроподавальний стовбур пройдено до горизонту 593м, служить для спуску-підйому людей, матеріалів, видачі породи і подачі свіжого повітря в шахту, обладнаний підйомною машиною 2Ц35 x 1.7 (клітьовою) і 2Ц4x1.8 (батьовий). Вентиляційний ствол пройдений до горизонту 708м, служить для видачі вихідного струменя повітря з шахти, спуску-підйому людей, матеріалів, видачі породи; обладнаний підйомними машинами ЦР-4 x 3 / 0.7 (клітьовою) і ЦР-4 x 3.2 (батьовий).

Проектом будівництва шахти зберігається поділ шахтного поля на дев'ять блоків, об'єднаних спільними горизонтами 593 і 708м. Відпрацювання запасів блоків №4 і 6 збереглося за існуючою погоризонтною схемою.

Для відпрацювання запасів блоків №2,3,5,8 передбачена панельна схема підготовки з відпрацюванням запасів на похилі вироблення- бремсберги (ухили) і ходки, що проводяться, як правило, в центрі блоків. Зазначене рішення прийнято з урахуванням рекомендацій ДонВУГІ і МакНДІ (№166 від 01.01.94р)

Запаси блоків №2 та №3 передбачається відпрацьовувати двома двукрилими панелями розмірами по падінню 1.6-2 км, по простяганню 3-3.3 км. Для підготовки північного крила блоку №2 та південного крила блоку №3 проектом передбачено проведення флангових вентиляційних виробок. Проведення флангових виробок забезпечує своєчасну підготовку лав і поліпшення умов провітрювання очисних і підготовчих робіт в зазначених блоках.

Підготовка та відпрацювання бремсбергової частини блоку №5 здійснюється проведенням в центрі панелі бремсберга, допоміжного бремсберга (вантажного ходка) і людського ходка блоку №5. Підготовка однокрилої панелі ухилом частини блоку №5 передбачається проведенням двох конвеєрних ухилів (для передачі видобутку з лав блоків №5 і №8) і подає повітря ходка блоку №5 в районі дренажного квершлягу горизонту 708м.

Запаси блоку №8 передбачається відпрацьовувати двома панелями: центральною та північною. Розміри панелей складають північної по падінню 1500-2000 м, по простяганню 3600м, центральної 900-1500 і 1100-2000 м відповідно.

Система розробки згідно з проектом зберігається довгими стовпами по простяганню в блоці №4 і довгими стовпами по повстанню з погашенням виробок за лавою в блоці №6.

Спостереженнями за проявами гірського тиску в лавах блоків №4 і №6 встановлено, що застосування для охорони виїмкових виробок, підтримуваних слідом за лавою породних смуг, не привело до поліпшення їх стану, так як основні зміщення порід у виробках відбуваються ще до зведення смуг. Підтримка зазначених виробок пов'язане з великим обсягом робіт з перекріплення і підривання ґрунту.

Зважаючи на неефективність ведення закладних робіт, повторне використання пластових виробок практично неможливо і відповідно до рекомендацій ДонВУГІ №12-70 від 06.07.93 р у всіх нововведених блоках передбачається вести відпрацювання запасів через стовп з проходженням виробок підготовлених стовпів впрісечку до виробленого простору – це робота блоків №2 та №3, частина, яка ухила блоку №5.

Оскільки в роботі двухкрилої панелі бремсбергової частини блоку №5 знаходиться одна лава, відпрацювання стовпів в ній прийнято послідовно.

При відпрацюванні небезпечних за викидами запасів блоку №8, розташованих нижче ізогіпс 521.2м, відповідно до вимог «Інструкції з безпечного ведення гірничих робіт на пластах, небезпечних за раптовими викидами вугілля, породи і газу» передбачена стовпова система розробки, довгими стовпами по простяганню з прямою схемою провітрювання очисного вибою з розведенням метану за джерелами його надходження (підсвіженням). Відпрацювання стовпів в центральній частині панелі прийнято послідовно, з підтриманням конвеєрних штреків жорсткими литими смугами і використанням їх в якості вентиляційних для відпрацювання наступного стовпа.

Виїмка вугілля в лавах проводиться комплексами в складі кріплення ЗКД-90Т, МВРО-2800, ДМ, конвеєра лави СПЦ-230, КСД-28, СП-326 20.30, комбайнами МВ-12, МВ-11, РКУ-13, 1К101УД, УКН 400. Навантаження гірничої маси проводиться на стрічкові конвеєра 2ЛТ-100У з подальшим транспортуванням головними магістральними конвеєрами 1Л-120 по польовому конвеєрному, головному конвеєрному штреку до вугільної ями і видається скипами на поверхню.

Охорона конвеєрних виробок проводиться литими смугами і анкерними системами для повторного їх використання в якості вентиляційних при відпрацюванні подальшого стовпа. Управління покрівлею - повне обвалення. Навантаження на очисні вибої прийняті на підставі розрахунків по виїмковому механізму з урахуванням гірничо-геологічних умов, перевірені за газовим фактором. Максимально можливі навантаження по газовому фактору при виконанні комплексу заходів щодо дегазації верхніх супутників і виробленого простору становлять 3200-4500 тонн/добу при прямою схемою провітрювання. При повертаючій схемі провітрювання проводиться відсмоктування газу метану по двох гілках трубопроводів $D = 800$ мм за допомогою вентиляторів ВМЦГ-7М

Кількість одночасно працюючих очисних вибоїв - 6.

Для своєчасного відтворення лінії очисних вибоїв в процесі експлуатації в одночасній роботі знаходиться 6 підготовчих забою. Для проходження виробок зі

змішаним забоєм використовуються комбайни типу КСП-32, КСП-42, П-110/01 (П-220), польові вироблення проходяться за допомогою БПР з навантаженням породонавантажувальними машинами 2ПНБ-2Б. Кріплення підготовчих виробок здійснюється металевим арочним триланковим кріпленням типу КМП-А3 з щільністю 1.5-2 рами на 1 п.м. а також змішаним рамно-анкерним кріпленням з щільністю кріплення 1.25 рами на 1 п.м і чисто анкерним кріпленням. Для буріння і установки анкерів використовувати анкери-посадочні агрегати німецького виробництва типу «Гофер», BAS, «SIG», «Кінг-Кобра» і ін. Провітрювання тупиків підготовчих вибоїв здійснюється вентиляторами місцевого провітрювання ВМЕ-6У, ВМЕ2-8, ВМЕ2-10.

Для дегазації виробленого простору південної панелі блоку 8 з поверхні на вироблений простір буде вироблено буріння свердловини діаметром 200 - 300 мм на глибину 715 м, яке буде обладнане високопродуктивним вакуумом - насосною установкою, що встановлена на поверхні.

На виїмкових дільницях здійснюється дегазація порід покрівлі за допомогою свердловин, пробурених з виїмкових виробок до верхніх шарів - сулутників. Параметри свердловин визначаються згідно рекомендацій МакНДІ і коригуються в процесі експлуатації виїмкової дільниці. Свердловини залишаються підключеними до дегазаційного трубопроводу весь період роботи виїмкової дільниці для дегазації виробленого простору. Для охорони усть дегазаційних свердловин викладають під їх гирлами з двох сторін накатні вогнища з з/б тубінгів на висоту потужності пласта, яка виймається.

Пробурені свердловини підключаються до дільничних трубопроводів, які з'єднані в свою чергу з магістральними трубопроводами, які прокладені по капітальним виробкам, з яких далі йдуть на поверхню до вакуум - насосної. Поверхнева вакуум-насосна станція оснащена трьома вакуум-насосами ВВН-150.

При роботі 1-ої північної лави центральної панелі блоку 8 для дегазації виробленого простору по вентиляційному штреку 1-ої північної лави центральної панелі блоку 8 прокладений трубопровід Φ 426 мм, який підключений до підземної вакуум - насосної, яка розташована на нижньому приймальному майданчику конвеєрного ухилу №2 блоку 5. Надалі вентиляційний штрек 1-ої північної лави центральної панелі блоку 8 слугитиме газодренажним штреком при подальшому відпрацюванні півночі центральної панелі блоку 8.

В якості заходів по боротьбі з раптовими викидами вугілля відповідно до «Інструкції з безпечного ведення гірничих робіт на пластах, небезпечних за раптовими викидами вугілля, породи і газу» для своєчасного виявлення небезпечних за раптовими викидами зон при веденні гірських робіт ведеться поточний прогноз по початковій швидкості газовиділення зі шпурів, в блоці № 8 застосовується сейсмоакустичний прогноз.

Щоб уникнути затоплення гірничих виробок виробляється пристрій дільничних, ухильних водозбірників, оснащених робочими і резервними насосами з електро- і пневмоприводами типу ЦНС-60x125, АНС 16x50, ТН 20x40, СМ 150-125-315, КО 50x112 та ін. Пристрій водозбірників проводиться в місцях зниженого профілю вироблення і максимального припливу води. Головна

водовідливна установка розташована на горизонті 708м, обладнана насосами ЦНСШ-330x880 і НСШ- 410 x728. Надходження відкачується на поверхню по трьом трубопроводам діаметром 219 мм, які прокладені по клітьовому стволу.

Відпуск матеріалів і обладнання проводиться на вироблення околоствольного двору головного стовбура, звідки електровозами АМ-8Д, 7АРВ, вагонетками ВГ-2,5 і платформами ПТК-3.3 доставляються до розвантажувально-навантажувальних пунктів ведення робіт, або перевантаження на кошти монорейкових доріг типу ДМКЛ, 6ДМКУ. Доставка обладнання, матеріалів на ділянки проводиться монорейковими дорогами.

Нормалізація мікроклімату робочих місць здійснюється шляхом вдосконалення вентиляції - збільшенням кількості повітря, що подається в шахту, скорочення шляху його руху, застосуванням вихідного провітрювання очисних вибоїв, провітрюванням вибоїв зі збільшенням швидкості руху повітря.

Для запобігання вивалам після проходу комбайна, передбачається пересування секцій кріплення не більше 2 метрів від комбайна, максимальна посадка покрівлі 0,63 м. При роботі в підготовчому забої допускається незакріплений простір не більше 0,5 м.

Небезпечним фактором при БПР є наявність вибухового вугільного пилу. Для вибухових робіт застосовують запобіжні ВР ІV класу типу ПЖВ-20, запобіжні ВР ІІІ класу типу АП-5ЖВ і електродетонатори типу ЕДЗОП.

У підготовчих і очисних забоях застосовується пилоподавлення.

Основним видом відходів виробничого підприємства є порода від проведення гірничих виробок, зола, шлак котельної, шахтні води, пил від вентиляційних установок та вантажно-транспортного комплексу.

Організація робіт по відвалоутворенню проводиться з урахуванням максимально можливого розосередження породи за площею відвалу.

Стічні води, забруднені зваженими речовинами направляються в пластовий відсік.

Для зменшення викидів в атмосферу встановлюється золосіркоочищення димових газів шахтної водою з коефіцієнтом, який відходить по зольній фракції до 99%, по діоксиду 65%, а також обладнанні котлів вентиляторами зворотнього віднесення і гострого дуття, що сприяє повному згорянню палива.

Техніко-економічні показники роботи ПАТ ШУ "Покровське" наведені в таблиці 4.7.

1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт

В даний час шахта відпрацьовує запаси вугілля по пласту d_4 на глибині нижче 800 м. В подальшому глибина робіт буде неминуче збільшуватися, а разом з нею буде збільшуватися і газообільність розроблюваного пласта. Крім цього, висока метановість виїмкових дільниць пласта d_4 пояснюється наявністю великої

кількості газоносних зближених підроблюваних пластів. У покрівлі пласта d_4 за даними геологічних розрізів розвідувальних свердловин №10366, №11387, №10765 та №11251 залягає 10 газоносних пластів. Загальне очікуване метановиділення з покрівлі за даними прогнозу становить $27,07 \text{ м}^3/\text{т}$ ($37,6 \text{ м}^3/\text{хв}$). Додатково на відстані близько 70 м залягає газоносний піщаник l_6Sl_7 , що робить істотний вплив на газовий баланс виїмкової ділянки.

Загальна газообільність виїмкової ділянки становить $44,75 \text{ м}^3/\text{т}$ ($62,15 \text{ м}^3/\text{хв}$). Для того, щоб розбавити таку кількість метану до безпечних концентрацій на виїмкову ділянку необхідно подати наступну кількість повітря:

$$Q_{yc} = \frac{100I_{yc} (1,94 \cdot I_{yc}^{-0,14})}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{хв}.$$
$$Q_{yc} = \frac{100 \cdot 62,15 \cdot (1,94 \cdot 62,15^{-0,14})}{1 - 0,05} = 7119 \text{ м}^3/\text{хв} = 118,65 \text{ м}^3/\text{с}$$

Згідно з програмою розвитку гірничих робіт при відпрацюванні блоку №10 навантаження на очисний вибій планується підвищити до 8000 т/добу.

Без проведення комплексної дегазації при високій газообільності виїмкової ділянки і складних гірничо-геологічних умовах це завдання є нездійсненним.

В таких умовах доцільність проведення дегазації декількох джерел метановиділення не викликає сумніву.

Розглядаючи причини, що стримують розвиток гірських робіт, можна розділити їх на три групи:

- 1) причини, що стримують видобуток в очисних вибоях;
- 2) причини, пов'язані з розкриттям і підготовкою шахтного поля;
- 3) Організаційні причини, пов'язані з роботою транспорту і порушеннями ПБ.

До першої групи можна віднести несправність виїмкових машин (порив тягового ланцюга комбайна, пошкодження кабелю, пошкодження лемеші тощо); несправність постачальних механізмів (поломка гідромуфти, несправність систем управління); несправність механізованого кріплення (порив магістрального трубопроводу, вихід з ладу насосів, несправність клапана в секції); розбирання завалів в лаві і інші причини. Всі причини першої групи становлять 54% від загальних втрат часу.

До другої групи належать: наявність геологічних порушень, що застосовується на шахті стовпова система розробки, підвищений гірничий тиск, періодичне перекріплення виробок. Ці причини складають 14% від загальних втрат часу.

До третьої групи причин відносяться: порив стрічки конвеєра, несправність автоматики конвеєра, несправність електроприводу, порив ланцюга скребкового конвеєра, аварії на вугільному підйомі, організаційні причини - зупинки ВТБ, УДО, ТІ і інші причини. Вони складають 34% від загальних втрат часу.

Як видно, основні втрати часу пов'язані з внутрілавленими процесами, що ще раз доводить необхідність впровадження нових високопродуктивних технологій і

перспективної техніки.

1.4. Висновки

Порівняно невеликий термін експлуатації шахти і високий рівень оснащення добувних ділянок, транспортних засобів і технологічного комплексу поверхні шахти, забезпечують надійну і високоефективну роботу очисних і підготовчих забоїв.

Разом з тим на сполученнях багатьох очисних вибоїв, оснащених сучасними машинами, кінцеві процеси і операції виконуються із застосуванням важкої ручної праці.

Трудомісткість робіт на сполученні лав досягає 50% загальної трудомісткості по забою.

В даному дипломному проекті будуть розглянуті питання, пов'язані з першою групою причин, тобто проектом передбачається вибір технологій, що забезпечують підвищення техніко-економічних показників роботи підприємства.

На даний час на ПАТ Шахтоуправління «Покровське» для технології ведення очисних робіт використовується:

- комбайн - УЖД - 200/250;
- механізоване кріплення - MVPO-3200X;
- конвеєр - СПЦ - 230.03.07;
- підлавний конвеєр - PZF05 / 800.

При використанні цієї техніки були досягнуті такі техніко-економічні показники:

- посування очисного вибою за цикл - 0,8 м;
- посування очисного вибою за добу - 4,8 м;
- видобуток за цикл - 665 т;
- видобуток за добу - 4000 т;
- видобуток за місяць - 116000 т.

З досвіду застосування комплексу MVPO-3200X в умовах шахти виявлені такі недоліки:

Має місце низька швидкість подачі комбайна. Вона обмежується опірністю вугілля різанню і може бути збільшена за рахунок використання комплексів нового покоління з потужною енергооснащеністю. Також обмежується за газовим фактором і може бути збільшена за рахунок проведення комплексної дегазації джерел метановиділення.

Поєднання декількох способів дегазації для забезпечення роботи одного вибою підвищує ефективність дегазації, проте ускладнюється технологія видобутку вугілля, збільшується її матеріаломісткість і вартість дегазаційних робіт.

З метою окупності витрат на комплексну дегазацію слід використовувати інтенсифікацію вилучення метану для подальшої його утилізації.

Для досягнення поставленої мети необхідно вирішити такі завдання:

1. Проаналізувати існуючі способи і засоби дегазації різних джерел метановиділення.
2. На основі аналізу обґрунтувати вибір способів дегазації джерел метановиділення.
3. Визначити можливість утилізації метану, каптованого дегазаційною системою.
4. Обґрунтувати вибір способу утилізації метану, що видобувається засобами дегазації.

1.5. Вихідні дані на проект

В якості графічних вихідних даних на проект приймаємо:

1) план гірничих виробок по пласту d₄ на 2020 рік з нанесеною на ньому перспективою відпрацювання запасів по блоках;

2) дані геологічного паспорта по пласту d₄ на 2020 рік

Основні показники роботи підприємства приймаємо за даними державної статистичної звітності форма №1-пек (вугілля), за станом на 01.01.2020 р., згідно з якою до розрахунку приймаємо такі вихідні дані:

Виробнича потужність шахти - 3000 тис. т/рік;

Категорія шахти по газу (метану) - надкатегорійна, небезпечна за раптовими викидами;

Максимальна глибина розробки - 820 м;

Средньодинамічна потужність пласта по здобутому вугіллю - 1,95 м;

Середня об'ємна вага вугілля - 1,42 т/м³;

Промислові запаси вугілля - 181901 тис.тонн;

в т.ч. на діючих горизонтах - 57122 тис.тонн;

з них готових до виймки - 4388 тис.т;

Кут падіння пласта - від 2 до 12 град. ;

Сумарна довжина очисних вибоїв - 1519 м;

Число діючих очисних вибоїв - 5

в т.ч. в межах блоку №10 - 1

Структура і чисельність персоналу.

Підземні роботи всього - 2970

в т.ч.:

- на очисних роботах - 500

- на підготовчих роботах - 600

- на підземному транспорті - 770

- на підтрим. і ремонт гв - 550

- на ін. підз. роботах - 550

Робочі на поверхні - 636

Всього робітників з видобутку вугілля - 3606

Всього ПВП - 4031

Працівників по шахті - 4243

Повна собівартість 1 тонни вугілля - 500,0 грн

2 ПРОПОЗИЦІЇ І ЗАХОДИ З ТЕХНІЧНИХ РІШЕНЬ

2.1 Вибір пріоритетного напрямку вирішення технологічного завдання

Технологія очисних робіт при виїмці вугільних пластів повинна відповідати наступним вимогам:

- забезпечувати видобуток вугілля відповідно до встановлених споживачем якісними параметрами;
- дотримуватися заходів безпеки ведення гірських робіт і санітарні норми із застосуванням комплексу заходів щодо запобігання всіх небезпечних і шкідливих виробничих факторів;
- не допускати втрат вугілля, не передбачених технологічною необхідністю;
- забезпечувати повноту виїмки вугільного пласта при мінімальних питомих енергетичних витратах і високої продуктивності праці;
- використовувати засоби комплексної механізації, автоматизації на допоміжних процесах для забезпечення безпечних, комфортних умов праці з мінімальним використанням ручної праці;
- забезпечувати ефективну виїмку вугілля при мініальному впливі технологічних процесів на навколишнє середовище.

Технологія видобутку вугілля на виїмковій ділянці здійснюється в три етапи, які виконуються послідовно: підготовчий період, очисна виїмка і заключний період. Виділення етапів в технології відбувається за призначенням і місцем виконання виробничих процесів.

Підготовчий етап включає виробничі процеси, які передують очисній виїмці.

Етап очисної виїмки складається з виробничих процесів, які задіяні при виїмці вугілля, і забезпечують їх ефективне виконання. Термін виконання цього етапу визначається запасами вугілля в виїмковому полі і продуктивністю очисного забою.

Заключний період технології передбачає плавний перехід з режиму очисної виїмки в загасання гірських робіт. Він пов'язаний з виконанням робіт, що забезпечують наведення порядку в гірських виробках перед їх виведенням з експлуатації.

Виконання етапів технології очисної виїмки і їх взаємозв'язок забезпечується організацією робіт, вентиляцією гірських виробок, постачанням робіт матеріальними, людськими ресурсами та транспортом.

Структура і тривалість кожного етапу технології очисних робіт дає можливість визначити термін існування технології очисної виїмки в окремій частині шахтного поля.

Поєднуючи відповідні переміщення в часі, змінюючи їх послідовність або виключаючи виробничі процеси з окремого етапу, можна отримати безліч технологій і їх формалізацію.

Паралельне виконання виробничих процесів з обов'язковою ув'язкою з переміщеннями передбачає певне запізнення подальшого процесу або операції.

2.2 Обґрунтування технологічних і технічних рішень

Таблиця 2.1 - Геологічна характеристика пласта і вміщуючих порід

| Показники | Значення (характеристика) показників |
|---|---|
| Марка вугілля | К |
| Порода: основної покрівлі безпосередня покрівля грунту | піщаник алевроліт алевроліт |
| Стійкість: безпосередньої покрівлі грунту | A ₂ B ₂ , A ₂ B ₃ , A ₂ B ₄ П ₁ |
| Наявність геологічних порушень | скиди з амплітудами зміщення 0.2-1.10 м, розмиви пласта |
| Небезпека пласта: по пилу по гірським ударам за раптовими викидами по схильності до самозаймання | небезпечний безпечний загрозливий не схильний |
| Кут падіння пласта, град. | 2-5 |
| Потужність пласта, м: загальна та, що виймається | 2.3 2.04 |
| Переходи. міцності за шкалою проф. М.М. Протод'яконова: породних прошарків безпосередньої покрівлі грунту | 2.4-3.8 3.2-5.9 2.1-4.0 |
| Потужність, м: основної покрівлі безпосередньої покрівлі помилкової покрівлі | 6.7-28 0.10-10.70 0.10-1.00 |
| Крок обвалення, м: основної покрівлі безпосередньої покрівлі | 15-20 2-4 |
| Опірність вугілля різанню, кг/см ² | 150 |
| Глибина розробки (горизонт конвеєрного штреку), м | 708.0 |
| Зольність вугілля, % | 10.3 |
| Щільність вугілля, т/м ³ | 1.57 |
| Обводненість пласта, м ³ /год | 20 |
| Метановість на вихідному струмені, м ³ /т | 17.0- 29.3 |

2.2.1 Вибір і обґрунтування системи розробки та її елементів

На шахтах широко застосовуються стовпова і суцільна системи розробки довгими стовпами по простяганню і довгими стовпами по падінню (повстанню). Проведемо розрахунок зміщення порід покрівлі і ґрунту за обраними системами розробки для пласта d^4 і на їх основі виберемо найбільш раціональну з точки зору геомеханіки.

Середню міцність порід покрівлі і ґрунту визначаємо за формулою:

$$R_c = \frac{\sum_{i=1}^n R_{cti} \cdot h_{cti}}{\sum_{i=1}^n h_{cti}}, \text{ МПа} \quad (2.1)$$

де h_{cti} – потужність шару, м;

R_{cti} – міцність шару на одновісний стиск, МПа.

Таблиця 2.2 - Характеристика порід покрівлі і ґрунту

| № шару | покрівля | | ґрунт | |
|--------|---------------|-----------------|--------------|----------------|
| | h_{cti} , м | R_{cti} , МПа | h_{ct} , м | R_{ct} , МПа |
| 1 | 3,0 | 48,8 | 1,4 | 36,5 |
| 2 | 7,1 | 83 | 17,3 | 68 |

$$R_{cнок} = \frac{48,8 \cdot 3 + 83 \cdot 7,1}{10,1} = 72,8, \text{ МПа}$$

$$R_{cнід} = \frac{36,5 \cdot 1,4 + 68 \cdot 17,3}{18,7} = 65,6, \text{ МПа}$$

Визначаємо середню міцність порід:

$$R_c = \frac{R_{cнок} \cdot \sum h_{np,нок} + R_{cнід} \cdot \sum h_{np,нід}}{\sum h_{np,нок} + \sum h_{np,нід}}, \text{ МПа} \quad (2.2)$$

$$R_c = \frac{72,8 \cdot 10,1 + 65,6 \cdot 18,7}{10,1 + 18,7} = 68,1, \text{ МПа}$$

Визначаємо зсув порід на контурі штреку в разі одиночної лави при стовповій системі розробки. Зсув порід покрівлі і ґрунту в незайманому масиві:

- для покрівлі: $U_{нок} = K_p \cdot K_m \cdot K_k \cdot V_1$; мм; (2.3)

- для ґрунту: $U_{нід} = K_p \cdot K_m \cdot (1 - K_k) \cdot V_1$; мм (2.4)

де K_p , K_m – коефіцієнти, що враховують відносну площу поперечного перерізу виробки і потужність пласта;

V_1 – зміщення порід на контурі штреку для типових умов в масиві, мм.

$$V_1 = K_{np} \cdot (U_{кр} + v_1 t), \text{ мм} \quad (2.5)$$

де K_{np} – коефіцієнт, що враховує спосіб проведення виробки. При БПР – $K_{np} = 1,0$; при комбайновому способі – $K_{np} = 0,8$;

t – час, що минув з моменту проведення виробки до початку ведення очисних робіт. Приймається в межах від 0 до 12 місяців в залежності від розташування очисного забою.

$$V_1 = 0,8 \cdot (80 + 2 \cdot 6) = 74 \text{ мм};$$

$$U_{пок} = 1,25 \cdot 1,0 \cdot 0,38 \cdot 74 = 35 \text{ мм};$$

$$U_{нід} = 1,25 \cdot 1,0 \cdot (1 - 0,38) \cdot 74 = 57 \text{ мм}.$$

Зсув порід в зоні тимчасового тиску, мм.:

$$U_{пок2} = K_p \cdot K_m \cdot K_k \cdot U_2; \text{ мм} \quad (2.7)$$

$$U_{нід2} = K_p \cdot K_m \cdot (1 - K_k) \cdot U_2; \text{ мм} \quad (2.8)$$

де U_2 – зміщення порід в зоні тимчасового опорного тиску, мм.

$$U_{пок2} = 1,25 \cdot 1,0 \cdot 0,38 \cdot 300 = 143 \text{ мм};$$

$$U_{нід2} = 1,25 \cdot 1,0 \cdot (1 - 0,38) \cdot 300 = 233 \text{ мм}.$$

Загальне зрушення порід при стовпівій системі розробки:

$$\text{- для покрівлі: } U_{пок1} = U_{пок1} + U_{пок2}; \text{ мм} \quad (2.9)$$

$$\text{- для ґрунту: } U_{нід1} = U_{нід1} + U_{нід2}; \text{ мм} \quad (2.10)$$

$$\text{- на контурі штреку: } U_{заг} = U_{пок} + U_{нід}; \text{ мм} \quad (2.11)$$

$$U_{пок} = 35 + 143 = 178 \text{ мм};$$

$$U_{нід} = 57 + 233 = 290 \text{ мм};$$

$$U_{заг} = 178 + 290 = 468 \text{ мм}.$$

Визначаємо зсув порід на контурі штреку в разі одиночної лави при суцільній системі розробки. Зсув порід покрівлі і ґрунту в незайманому масиві:

$$V_1 = K_{пр} (U_{кр} + v_1 t), \text{ мм}; \quad (2.12)$$

де t – час, що минув з моменту проведення виробки до початку очисних робіт. При суцільній системі розробки $t = 1 - 2$ місяці.

$$V_1 = 0,8 \cdot (80 + 2 \cdot 2) = 67 \text{ мм};$$

$$U_{пок} = 1,25 \cdot 1,0 \cdot 0,38 \cdot 67 = 32 \text{ мм};$$

$$U_{нід} = 1,25 \cdot 1,0 \cdot (1 - 0,38) \cdot 67 = 52 \text{ мм}.$$

Зсув порід в штреку, який підтримується у виробленому просторі за забоем діючої лави:

$$\text{- для покрівлі: } U_{покз} = K_r \cdot t; \text{ мм} \quad (2.13)$$

$$\text{- для ґрунту: } U_{нід.з} = (U_3 + V_3 \cdot t) \cdot K_m \text{ мм} \quad (2.14)$$

де K_m – коефіцієнт, що враховує вплив податливості несучих елементів охоронних споруд (для органного ряду $K_m = 0,2 - 0,3$; для дерев'яних багать і бутової смуги - $0,5$; для залізобетонних блоків);

U_3 – переміщення порід ґрунту в зоні стаціонарного залишкового опорного тиску під забоем лави, мм;

t_3 – час, що минув з моменту закінчення очисних робіт до моменту проведення вимірювання зміщення, міс.

$$U_{покз} = 0,5 \cdot 1150 = 575 \text{ мм}$$

$$U_{нід.з} = (150 + 20 \cdot 10) \cdot 1,0 = 350 \text{ мм}$$

Загальне зрушення порід при суцільній системі розроблення:

$$\text{- для покрівлі: } U_{пок} = U_{пок1} + U_{пок2} + U_{покз}; \text{ мм} \quad (2.15)$$

$$\text{- для ґрунту: } U_{нід} = U_{нід1} + U_{нід2} + U_{нід3}; \text{ мм} \quad (2.16)$$

$$\text{- на контурі штреку: } U_{заг} = U_{пок} + U_{нід}; \text{ мм} \quad (2.17)$$

$$U_{\text{нок}} = 32 + 143 + 575 = 750 \text{ мм};$$

$$U_{\text{нід}} = 52 + 233 + 350 = 635 \text{ мм};$$

$$U_{\text{заг}} = 750 + 635 = 1385 \text{ мм}.$$

Таблиця 2.3 - Результати розрахунку зсувів бічних порід

| Система розробки | Зміщення покрівлі $U_{\text{нок}}$ | Зміщення ґрунту $U_{\text{нід}}$ | Загальне зміщення $U_{\text{заг}}$ |
|------------------|---------------------------------------|-------------------------------------|---------------------------------------|
| Суцільна | 750 | 635 | 1385 |
| Стовпова | 178 | 290 | 468 |

З таблиці 2.3 видно, що з точки зору геомеханіки, тобто по зсувах порід покрівлі і ґрунту найбільш раціонально прийняти стовпову систему розробки.

Виходячи з гірничо - геологічних умов на даній дільниці, беручи до уваги вищевикладене, проектом приймається:

- система розробки - стовпова;
- напрямок просування лави - по простяганню, зворотним ходом;
- підготовка стовпа до виїмки - індивідуальна, пластова;
- спосіб охорони виробок - литими смугами шириною 0,9 м.

Дана система розробки забезпечує найбільш сприятливі умови в порівнянні з суцільною системою розробки для комплексної механізації виробничих процесів і концентрації виробництва, так як виключає взаємний вплив очисних і підготовчих робіт, забезпечує автономність провітрювання очисного забою.

Довжина виїмкового поля визначається за формулою:

$$l_n = N_p \cdot n_u \cdot r \cdot t_{\text{пол}} \cdot k_y, \text{ м} \quad (2.18)$$

де N_p – число робочих днів у році;

n_u – число циклів виїмки вугілля на добу, шт.;

r – ширина захвату виконавчого органу комбайна, м;

k_y – коефіцієнт, що враховує гірничо - геологічні умови.

$$l_n = 300 \cdot 102 \cdot 0,058 \cdot 1,2 \cdot 0,85 = 1780 \text{ м}$$

Визначаємо орієнтовну довжину лави по газовому фактору:

$$l_l = \frac{864 \cdot V_{\text{max}} \cdot c \cdot b \cdot m_g \cdot k_m \cdot \varphi \cdot k_{\text{в.л.}}}{n_{\text{см}} \cdot r \cdot m_n \cdot \gamma \cdot k_n \cdot q \cdot k_{\text{дег}}}, \text{ м} \quad (2.19)$$

де V_{max} - допустима швидкість руху повітряного струменя по ПБ, м/с;

c - допустима концентрація метану по ПБ у вихідному струмені з очисної ділянки, %;

b - ширина призабойного простору, м;

m_g – виймальна потужність пласта, м;

k_m - коефіцієнт машинного часу;

$n_{\text{см}}$ - число змін з видобутку;

φ - коефіцієнт звуження повітряного струменя;

$k_{\text{в.л.}}$ - коефіцієнт, що враховує рух частини повітряного струменя по виробленому просторі;

r - ширина захвату струга, м;

m_n - корисна потужність пласта, м;

γ - щільність вугілля, т/м³;

q - метанообільність вугільного пласта, м³/т.с.д.

$k_{дег}$ - коефіцієнт природної дегазації джерел метану в відсутності очисних робіт.

$$k_m = \frac{T_{cm}}{1440} = \frac{n_{cm} \cdot k_n \cdot k_{np} \cdot T_{cm}}{1440} \quad (2.20)$$

де k_n - коефіцієнт надійності струга;

k_{np} - коефіцієнт, що враховує простоту струга по організаційно-технічним причинам;

T_{cm} - тривалість зміни;

$$k_m = \frac{3 \cdot 0,9 \cdot 0,9 \cdot 360}{1440} = 0,61$$

$$l_n = \frac{864 \cdot 4 \cdot 1,5 \cdot 1,15 \cdot 0,61 \cdot 0,9 \cdot 1,3}{3 \cdot 0,058 \cdot 1,15 \cdot 1,33 \cdot 0,9 \cdot 1,5 \cdot 1} = 1185,7 \text{ м}$$

Такий розрахунок показує, що довжина лави не обмежується по газовим фактором.

Визначаємо довжину лави за технологічними фактором (за витратами часу на окремі операції):

$$l_n = \frac{[(T_{cm} - t_{п.з.}) - t_{п.о.} \cdot n_{ц}] \cdot k_n}{\left(\frac{1}{V_p} + t_{\sigma}\right) \cdot n_{ц}} + \sum \ell_n \quad (2.21)$$

де T_{cm} - тривалість зміни, мин;

$t_{п.з.}$ - час на підготовчо-закличні операції, мин;

$t_{к.о.}$ - час кінцевих операцій, мин;

$n_{ц}$ - число циклів по виїмці за зміну;

k_n - коефіцієнт готовності струга;

V_p - робоча швидкість подачі струга, м/мин;

t_{σ} - питомі витрати часу на допоміжні операції, мин/м;

$\sum \ell_n$ - сумарна довжина ніш, м;

$$l_n = \frac{[(360 - 20) \cdot 3 - 0,5 \cdot 34] \cdot 0,85}{\left(\frac{1}{180} + 0,056\right) \cdot 34} = 233 \text{ м}$$

Так, як обмежуючим фактором є довжина лави по технологічному фактору, то остаточно приймаємо довжину лави $\ell_n = 233 \text{ м}$.

2.2.2 Вибір засобів очисної виїмки

Для підвищення навантаження на очисний вибій припускаємо заміну очисного комплексу MVPO - 3200X на модернізований стругових комплекс DBT.

Приймаємо двосторонню схему виїмки.

Позитивні сторони: відсутність людей в лаві, більшість робочих знаходяться на свіжому струмені повітря.

Таблиця 2.4 - Засоби очисної виїмки

| Найменування устаткування | Одиниці виміру | Кількість |
|------------------------------------|----------------|-----------|
| Секції кріплення DBT | шт. | 155 |
| Струг RHH | шт. | 1 |
| Скребковий конвеєр PF 3/822 | шт. | 1 |
| Скребковий перевантажувач PF 4/932 | шт. | 1 |
| Кріплення спряження DBT 2003 | шт. | 2 |

2.3 Технологія очисної виїмки

Виїмка вугілля в лаві, виконується стругом RHH 42 по двосторонній схемі. Управління покрівлею - повне обвалення.

Двостороння схема вилучення передбачає:

- винос приводних головок конвеєра на штрек;
- виїмку вугілля на кінцевих ділянках лави без підготовки ніш.

На початку технологічного циклу струг знаходиться на сполученні очисного забою з штреком, а гідродомкрати пересування струговою установкою притискають постав конвеєра до забою. Рештачний постав є пружною балкою, за допомогою якої струг постійно притискається до вугільного пласту. Приводні головки конвеєра зазвичай випереджають лінію вибою лави на 0,2-0,5 м. Це необхідно для кращого контакту струга з забоєм. Кожен гідродомкрат одним кінцем впирається в відрізок ланцюга, закріпленого між сусідніми секціями, а іншим - в раму конвеєра.

Під час виїмки струг, рухається між вугільним забоєм і поставом забійного конвеєра, відколює вугілля від масиву і ваантажить його на конвеєр. За один прохід він сколює смугу вугілля товщиною 58 мм. При досягненні стругом кінця очисного забою проводиться реверс, і струг рухається в протилежний бік. Приводні головки стругової установки пересувають після кожного проходу струга. Приводні головки стругової установки і забійного конвеєра виносять на штреки.

На конвеєрному штреку розташовується обладнання, що входить до складу енергопоїзда.

По лаві відбите вугілля транспортується скребковим конвеєром PF 3/822 до конвеєрного штреку. Потім по транспортному ланцюжку конвеєрного штреку вугілля надходить через бункер на конвеєрний ухил № 2 блоку № 8 далі на конвеєрний ухил № 1 блоку № 5, далі на головний конвеєрний штрек горизонту 593 м в завантажувальний пристрій скіпового ствола.

При струговій виїмці, як правило, застосовують комплектні рамні кріплення. Під час роботи комплектного кріплення пересування секцій починають після зрушення лави на ширину одного кроку пересування.

Пересування конвеєра стругової установки здійснюється гідродомкратами, що спираються на призабійні стійки кріплення.

Утримання струги в площині пласта виконується спеціальними лазерними пристроями.

2.4 Розрахунок параметрів очисної виїмки вугілля

Теоретичну продуктивність стругової установки можна підрахувати за формулою:

$$Q_T = h_c \cdot m_c \cdot v_c \cdot \gamma \text{ м/хв} \quad (2.22)$$

де h_c – товщина стружки, що відбивається за один прохід струга, м;

m_c – частина потужності пласта, що обробляється виконавчим органом струга, м;

v_c – швидкість руху струга, м/хв;

γ – середня щільність вугілля, т/м³.

$$Q_T = 0,058 \cdot 1,15 \cdot 180 \cdot 1,33 = 16 \text{ м/хв}$$

Коефіцієнт машинного часу струга, як показує практика, вище, ніж у комбайна, і може бути доведений до 0,4 – 0,5, тоді змінна продуктивність стругової установки Q_{cm} складе:

$$Q_{cm} = 60 \cdot k_m \cdot h_c \cdot m_c \cdot v_c \cdot \gamma \cdot T_{cm}, \text{ м} \quad (2.23)$$

де k_m – коефіцієнт машинного часу;

T_{zm} – тривалість зміни, год

$$Q_{cm} = 60 \cdot 0,5 \cdot 0,058 \cdot 1,15 \cdot 180 \cdot 1,33 \cdot 6 = 2870 \text{ м}$$

Добову експлуатаційну продуктивність стругової установки Q_{dob} (т) можна визначити за виразом:

$$Q_c = Q_{cm} \cdot n_{cm}, \text{ м} \quad (2.24)$$

де n_{cm} – кількість змін з видобутку вугілля на добу.

$$Q_c = 2870 \cdot 3 = 8600 \text{ м}$$

Робоча довжина лави визначається співвідношенням:

$$l_c = l_n - (\sum l_n + \sum l) \text{ м} \quad (2.25)$$

$$l_c = 233 - (0 + 0) = 233 \text{ м}$$

де l_c – загальна довжина лави, м;

$\sum l_n$ – сумарна довжина ніш, м;

$\sum l$ – сумарна довжина ділянок лави, де вугілля виймають вручну, буровибуховим або іншим способом, м.

При розрахунках продуктивності стругових установок, що працюють на вугіллі і антрацитах з опірністю різанню до 180 даН/см, можна користуватися залежністю:

$$h_c = 12,2 - 0,04A \text{ м} \quad (2.26)$$

$$h_c = 12,2 - 0,04 \cdot 160 = 0,058 \text{ м}$$

Кількість робочих ходів струга визначається за формулою:

$$n_c = \frac{(T_{cm} - T_{nz}) \cdot k_n \cdot n_{cm,d}}{\sum t_c} \text{ ед} \quad (2.27)$$

де T_{cm} – тривалість зміни, хв;

$T_{n.з}$ – тривалість підготовчо-заключних операцій, хв;

k_n – коефіцієнт, що враховує втрати робочого часу;

$n_{cm.д}$ – кількість змін по видобутку вугілля в добу;

$\sum t_c$ – витрати часу на один прохід струга по ряду, хв.

$$n_c = \frac{(360 - 20) \cdot 0,75 \cdot 3}{7,52} = 102$$

Витрати часу на прохід струга по ряду обумовлюються виконанням ряду операцій і перервами між ними:

$$\sum t_c = t_o + t_g + t_{n.п} \text{ хв} \quad (2.28)$$

$$\sum t_c = 1,3 + 4,72 + 1,5 = 7,52 \text{ хв}$$

Час на виконання основної операції - відбою вугілля стругом - визначається за формулою:

$$t_o = \frac{l_c}{v_c} \text{ хв} \quad (2.29)$$

$$t_o = \frac{233}{180} = 1,3 \text{ хв.}$$

Тривалість допоміжних операцій можна визначити з виразу:

$$t_g = t_m + t_k + t_z + t_n \text{ мин} \quad (2.30)$$

де t_m , t_k , t_z і t_n – витрати часу відповідно на маневрові операції, на кінцеві операції, на заміну робочого інструмента і на усунення неполадок, хв.

$$t_g = 0 + 3,9 + 0,6 + 0,22 = 4,72 \text{ хв}$$

При виїмці вугілля стругом за двосторонньою схемою маневрові операції відсутні, тобто $t_m = 0$.

Сумарні витрати часу на кінцеві операції підраховуються зі співвідношення:

$$t_k = 2t_{рев} + t_d + t_{n.з} \text{ хв} \quad (2.31)$$

де $t_{рев}$, t_d , $t_{n.з}$ – час відповідно на зупинку струга в кінці забою і реверсування, на переміщення конвесра і підтягування опор домкратів пересування конвесра і на пересування приводних головок стругової установки, хв.

$$t_k = 2 \cdot 0,15 + 0,116 + 3,48 = 3,9 \text{ хв.}$$

Час на зупинку і реверсування струга $t_{рев}$ приймається за технічною характеристикою стругової установки.

Для визначення величини t_d слід користуватися формулою

$$t_d = \frac{t_d^0 \cdot h_c}{l_{ш}} \text{ хв} \quad (2.32)$$

де t_d^0 – час на перестановку домкрата, хв;

h_c – товщина стружки, м;

$l_{ш}$ – довжина висувного штока домкрата, м.

$$t_d = \frac{1,5 \cdot 0,058}{0,75} = 0,116 \text{ хв.}$$

Подібним чином визначається час на пересувку приводних головок:

$$t_{n.z} = \frac{t_{n.z} \cdot h_c}{l_n} \text{ хв} \quad (2.33)$$

де $t_{n.z}$ – час на пересувку приводний головки, хв;

h_c – товщина стружки, м;

l_n – відстань, на яку при зрушенні очисного забюю проводиться пересування приводних головок, м.

$$t_{n.z} = \frac{15 \cdot 0,058}{0,25} = 3,48 \text{ хв.}$$

Витрати часу на заміну зношеного інструменту струга підраховуються по формулі:

$$t_3 = l_c \cdot m_6 \cdot \gamma \cdot c \cdot h_c \cdot z \cdot t_p \text{ хв} \quad (2.34)$$

де z – питома витрата різців, шт/т;

t_p – час на заміну одного різця, хв.

$$t_3 = 233 \cdot 1,15 \cdot 1,33 \cdot 0,98 \cdot 0,058 \cdot 0,01 \cdot 3 = 0,6 \text{ хв.}$$

Час на усунення неполадок при роботі стругової установки. Залежить від її надійності:

$$t_u = \frac{l_c}{v_c} \left(\frac{1}{k_z} - 1 \right) \text{ хв} \quad (2.35)$$

$$t_u = \frac{233}{180} \left(\frac{1}{0,85} - 1 \right) = 0,22 \text{ хв.}$$

Технологічні перерви $t_{m.n}$ включають час обміну партій вагонеток на вантажному пункті і час очікування обробки великих шматків вугілля і породи.

$$t_{m.n} = t_{ob} + t_{op} = l_c \cdot m_6 \cdot \gamma \cdot c \cdot h_c (\Delta t_{ob} + \Delta t_{op}) \text{ хв} \quad (2.36)$$

де Δt_{ob} – нормативні витрати часу на обмін партій вагонеток, хв/т;

Δt_{op} – теж, на обробку великих шматків вугілля, хв/т.

$$t_{m.n} = 233 \cdot 1,15 \cdot 1,33 \cdot 0,98 \cdot 0,058 (0 + 0,075) = 1,5 \text{ хв.}$$

Річне планове навантаження на лаву:

$$A_{zod} = A_{cym} \cdot N_{p.d} \text{ т} \quad (2.37)$$

де $N_{p.d}$ – число робочих днів у році, днів;

$$A_{zod} = 8600 \cdot 300 = 2580000 \text{ т}$$

Річне планове навантаження по шахті, з урахуванням заміни очисного комплексу MVR0 - 3200X на модернізований струговий комплекс DBT у 2-й північній лаві центральної панелі блоку 8 складе 7200 тис.т. на рік

2.5 Технологічна схема транспорту

Транспортування вугілля

Доставка вугілля по 2-ій лаві південної панелі блоку 8 здійснюється за допомогою конвеєра PF - 3/822, що входить до складу комплексу DBT. З конвеєра лави вугілля перевантажується на підлавної скребковий перевантажувач PF-4/932 довжиною 80 м, потім вугілля перевантажується на стрічкові конвеєра типу 2ЛТ-100 №2 довжиною 1030 м, 2ЛТ-100№1 довжиною 1140 м, які розташовані на 2-му конвеєрному штреку південної панелі блоку 8.

З дільничних конвеєрів вугілля перевантажується в бункер, потім на конвеєра №4 2Л100У (405 м), №3 2Л100У (410 м), №2 2Л100У (445 м) і №1 2ЛУ120 (720 м), розташований на ВПХ блоку 8 і ВПХ блоку 6. Далі вугілля надходить на конвеєра 1Л-120 №3 (650 м), 1Л-120 №2 (780 м), 1Л-120 №1 (650 м), розташовані на південному польовому конвеєрному штреку гор.593 м, 1Л -120 (720 м), розташований на головному конвеєрному штреку гор.593 м, потім в вугільну яму головного стовбура.

Вугілля, що надійшло в вугільну яму головного стовбура, скіпа видається на поверхню.

Прийняті типи конвеєрів за своїми технічними характеристиками забезпечать безперебійну доставку вугілля, що підтверджується нижче наведеними розрахунками.

Вибираємо стрічкові конвеєра за графіками залежності довжини транспортування від кута установки і продуктивності за наступними даними:

$L_k = 2170$ м – довжина транспортування

$\alpha = 2$ град. – кут нахилу виробки;

$Q = 300$ т/год – необхідна годинна продуктивність.

Приймаємо до встановлення в якості підлавного обладнання конвеєр PF 4/932 довжиною 80 м з максимальною продуктивністю - 720 т/год.

По 2 конвеєрному штреку південної панелі блоку 8 встановлюються стрічкові конвеєра 2ЛТ-100№2 довжиною 1030 м (максимальна продуктивність - 720 т/год), 2ЛТ-100№1 довжиною 1140 м (максимальна продуктивність - 640 т/год).

Таблиця 2.5 - Технічні характеристики основних вузлів стрічкових конвеєрів

| Найменування | Тип конвеєра | | | |
|---|---|---|---|--|
| | 2ЛТ-80У | 2Л-100У | 1Л-120 | 2ЛТ-100У |
| Продуктивність, т / год | 420 | 850 | 1260 | 850 |
| Швидкість стрічки, м / год | 2,0 | 2,5 | 2,5 | 2,5 |
| Сумарна потужність, кВт | 110 | 220 | 500 | 220 |
| Приводний барабан: -число барабанів -діаметр (мм) (без футеровки) | 2 500 | 2 630 | 2 800 | 2 670 |
| Привід: - число - потужність, кВт - тип - швидкість обертання | 2 55 КОФ-41/4 1480 | 2 110 МА36-42/4 1480 | 2 250 МА36-51/4 1485 | 2 110 МА36-71/6Ф |
| Регулятор: -тип -передавальне число | ПКЦДСк 23,795 | ЦДН-710 20,0 | КЦН-100 40,0 | Ц2-630 20,0 |
| Гальма | колодкові | колодкові | колодкові ТГК-500 | колодкові |
| Натягувальний пристрій розташування хід, м засоби-регулювання пуску постав, тип маса | У приводу 50 турбомуфта ТЛ32 / 395А жорсткий розбірний без болтів 35 | У хвості 45 турбомуфта Т-90 канатний нагрунтовий 49,5 | У хвості 3 турбомуфта Т-90А канатний нагрунтовий 92 | У приводу 15,0 реостат ВЖР канатний нагрунтовий 49,5 |
| Стрічка, тип ширина стрічки, мм міцність стрічки, кгс / см товщина стрічки, мм | ПВХ-120 800 120 1,9 | 2РТЛО-1500 1000 1500 18,0 | 2РТЛО-1500 1200 1500 18,0 | 2РТЛО-1500 1000 1500 18,0 |

2.5.3 Розрахунок скребкового забійного конвеєра

У дипломному проекті виконується перевірочний розрахунок скребкового конвеєра.

Експлуатаційний вантажопотік на конвеєр визначається за формулою:

$$Q_s = 60 \cdot a_{1n} \cdot k_t$$

де a_{1n} - середній хвилинний вантажопотік з очисного вибою, т хв;

k_t - розрахунковий вантажопотік нерівномірності, приймається по таблиці 10.5 [25], в залежності від часу завантаження постава конвеєра t_k і коефіцієнта нерівномірності хвилинного вантажопотоку k_l .

Тривалість завантаження ставка конвеєра t_k визначається за формулою:

$$t_k = \frac{l_k}{60 \cdot V_k} \text{ хв.}$$

де l_k - довжина конвеєра, м;

V_k - швидкість руху ланцюга конвеєра, м/с

$$t_k = \frac{233}{60 \cdot 1,25} = 3,1 \text{ хв.}$$

Середній хвилинний вантажопотік із забою визначається за формулою:

$$a_{1n} = \frac{A_{cm}}{60 \cdot T_{cm} \cdot k_n} \text{ м/хв.}$$

де A_{cm}^{nop} – змінне навантаження на забій, т/см;

T_{cm} – тривалість зміни, год;

k_n – коефіцієнт часу надходження вугілля з очисного вибою по транспортній системі;

$$a_{1n} = \frac{2870}{60 \cdot 6 \cdot 0,6} = 13,3 \text{ м/хв}$$

Погонна маса вантажу визначається за формулою:

$$q_p = \frac{Q_2}{3,6 \cdot V_k} \text{ кг/м}$$

$$q_{ep} = \frac{60 \cdot 13,3 \cdot 2,1}{3,6 \cdot 1,25} = 372,4 \text{ кг/м}$$

Тягові зусилля гілок визначаються за формулою:

$$F_{1-2} = l_k \cdot q_0 \cdot g \cdot (\omega_0 \cdot \cos \beta + \sin \beta) H$$

$$F_{3-4} = l_k \cdot q_0 \cdot g \cdot (\omega_0 \cdot \cos \beta - \sin \beta) + l \cdot q_{ep} \cdot g \cdot (\omega \cdot \cos \beta - \sin \beta) H$$

де q_0 – погонна маса ланцюга зі скребками, кг/м;

ω, ω_0 – коефіцієнт опору руху;

β – кут нахилу конвеєра, град;

g – прискорення вільного падіння, м/с²;

$$F_{1-2} = 233 \cdot 20 \cdot 9,81 \cdot (0,4 \cdot 1 + 0) = 4431,57 (H)$$

$$F_{3-4} = 233 \cdot 20 \cdot 9,81 \cdot (0,4 \cdot 1 + 0) + 50 \cdot 25,2 \cdot 9,81 \cdot (0,6 \cdot 1 - 0) = 10164,9 (H)$$

Тягове зусилля приводу визначається за формулою:

$$F_{n-c} = F_{1-2} + F_{3-4} H$$

$$F_{n-c} = 4431,57 + 10164,9 = 14596,5 (H);$$

Необхідна потужність приводу визначається за формулою:

$$N = \frac{F_{n-c} \cdot V_k \cdot k_{реж}}{1000 \cdot \eta} \text{ кВт}$$

де $k_{реж}$ – коефіцієнт режиму;

η – ККД приводу;

$$N = \frac{14596,5 \cdot 1,25 \cdot 0,9}{1000 \cdot 0,87} = 86,7 (\text{кВт})$$

Приймаємо до установки два двигуна потужністю $N_{дв} = 55$ кВт.

Запас міцності ланцюга на розрив визначається за формулою:

$$n = \frac{c_2 \cdot F_{роз}}{100 \cdot N_{ном} \cdot \lambda - F_{1-2}} \cdot V_k$$

де c_2 - коефіцієнт, що враховує кількість ланцюгів;

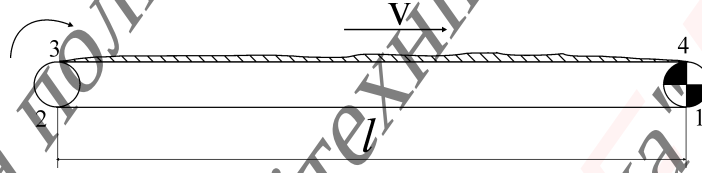
$F_{роз}$ - міцність ланцюга на розрив, Н;

λ - кратність моменту двигуна;

$$n = \frac{1,8 \cdot 41000}{\frac{100 \cdot 55 \cdot 2}{1,25} - 4431,57} = 16,7$$

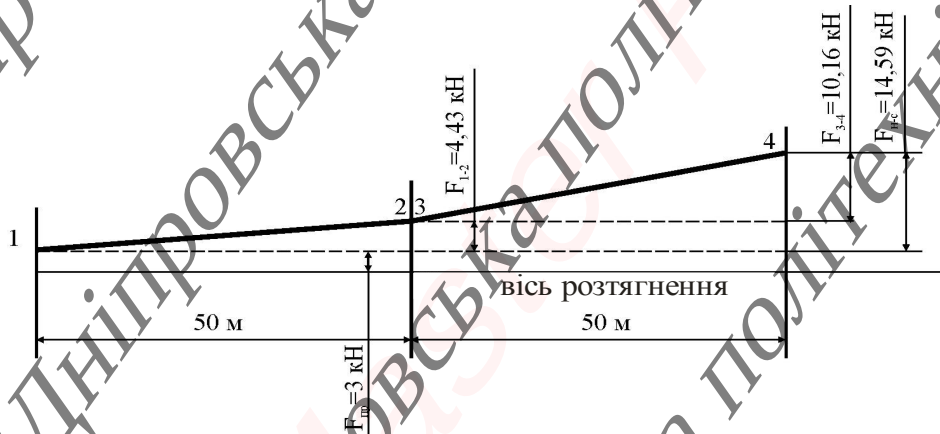
Що більше допустимого, рівного $1,5 \div 2,0$.

Розрахункова схема скребкового конвеєра наведена на мал.2.1



Мал 2.1 - Розрахункова схема конвеєра PF – 3/822

Діаграма натягу тягового органу скребкового перевантажувача приведена на мал. 2.2.



Мал. 2.2 - Діаграма натягу скребкового конвеєра PF – 3/822

Остаточно до установки приймаємо скребковий конвеєр PF- 3/822.

Доставка матеріалів і обладнання до лави

Доставка матеріалів і обладнання проводиться з проммайданчика головного стовбура по допоміжному стовбуру на гор. 708 м.

Матеріали та обладнання (в залежності від виду і габаритних розмірів) в вагонах ВГ-2,5 і на спецмайданчиках ПТК-2,5 за допомогою електровоза відкатки транспортуються по маршруту:

- навколостовбурні двір г. 708 м (АМ-8Д);
- дренажний квершлаг гор. 708 м (АМ-8Д);
- південний польовий дренажний штрек гор. 708 м (АМ-8Д);
- дільничний квершлаг г. 708 м (7АРВ);
- вентиляційний штрек «Схід» (7АРВ);
- заїзд на ВПХ бл.8 (7АРВ).

Машиніст електровоза заштовхує склад під балки монорельсової дороги, зупиняє склад, загальмовує електровоз, під колеса першої та останньої вагонеток підкладають гальмівні «башмаки» і повідомляє постачальникам про прибуття вантажу, його призначенні та кількості.

Машиніст електровоза, за допомогою спецкрюка розчіплює вагонетку з матеріалами. Після цього робітники приступають до розвантаження матеріалів. Місце перевантаження повинно бути освітлено, обладнано телефонним зв'язком.

Матеріали та обладнання, що доставляються в вагонах ВГ-2,5, розвантажують і складують з дотриманням зазорів, необхідних для переміщення людей і транспортних засобів.

Матеріали та обладнання, що доставляються на спецмайданчиках ПТК-2,5, перевантажуються на поїздний склад за рахунок різновисокого рівня монорельсової дороги. Після закінчення перевантажувальних робіт поїзної складу монорельсової дороги від'їжджає від місця перевантаження

Після цього постачальники повідомляють машиністу електровоза про закінчення розвантаження. Машиніст електровоза прибирає гальмівні "башмаки", розгальмовує електровоз і відвозить порожняк.

Для виконання вантажно-розвантажувальних робіт застосовуються талі типу RZC різної вантажопідйомності (1,6 т, 3,2 т, 5,0 т).

Матеріали та обладнання монорельсовою дорогою ДМКЛ, привід якої розташований на заїзді на ВПХ блоку 8, по ВПХ блоку 8 доставляються до заїзду на 1 конвеєрний штрек південній панелі блоку 8, тут стрілка монорельсової дороги перекладається на заїзд і до лави матеріали доставляються монодорогою ДМКЛ, привід якої розташований на заїзді на 1-ий конвеєрний штрек південній панелі блоку 8. Доставка ведеться до місця складування матеріалів. Матеріали складуються з вироблення з дотриманням зазорів, необхідних для переміщення людей і транспортних засобів.

У 50 м від місця проведення робіт по 1-му конвеєрному штреку південній панелі блоку 8 влаштовуються переносні розвантажувальні пункти. Розвантажувальні пункти обладнуються дерев'яним настилом для складування на нього матеріалів. Розвантажувальний пункт повинен бути освітлений.

Під час навантаження, розвантаження великогабаритних вантажів застосовувати засоби малої механізації - таль типу RZC різної вантажопідйомності (1,6 т, 3,2 т, 5,0 т).

Маршрут руху людей

Доставка людей до місця ведення робіт здійснюється з гор. 708 м. З проммайданчика головного стовбура до проммайданчику вентиляційного стовбура людей везуть на автобусах.

Робочі опускаються в клітках по вентиляційному стовбуру (4 хв). Пішки слідує по виробках околоствольного двору (100 м - 2 хв), вентиляційному штреку «Схід» (250 м - 4 хв), заїзду на ВПХ блоку 8 (100 м - 2 хв) на посадочний майданчик. Сідають в каретки грузолюдської монорельсової дороги, привід якої розташований на заїзді на ВПХ блоку 8, і доставка ведеться по ВПХ блоку 8 (600 м - 10 хвилин) до заїзду на 2-ий конвеєрний штрек південній панелі блоку 8.

Виходять з кареток, пішки йдуть по заїзду на 2-ий конвеєрний штрек південній панелі блоку 8 (75 м - 2 хвилини). На 2-му конвеєрному штреку південної панелі блоку 8 з посадочних майданчиків люди сідають в каретки монорельсової дороги і доставка ведеться по 2-му конвеєрному штреку південної панелі блоку 8 до місця ведення робіт (2120 м - 35 хвилин).

На вентиляційний штрек люди йдуть через лаву - 266 м - 13 хв.

Всього на пересування до місця робіт люди витрачають:

- на 5-ий конвеєрний штрек південній панелі блоку 8 - 59 хв, з них пішки - 525 м (10 хв);

- на вентиляційний штрек 2-ої лави південної панелі блоку 8 - 72 хв, з них пішки - 791 м (23 хв).

Доставка лісоматеріалів по лаві

Доставка лісоматеріалів по лаві здійснюється для закладки вивалів порід покрівлі і для пробивання під перекриття секцій кріплення дерев'яних стійок діаметром 18 см на висоту розсувного кріплення при зупинці забою на час більше доби.

Доставка матеріалів по лаві здійснюється на конвеєрі. При цьому конвеєр СПЦ-230.03.07 повинен працювати на першій швидкості.

На доставку матеріалів видається конкретний наряд. Роботою по доставці матеріалів по лаві керує гірничий майстер.

Перед початком робіт з доставки лісоматеріалів, комбайн повинен бути вимкнений. Комбайн повинен знаходитися на кінцевій ділянці лави, тобто в одній з ніш.

При знаходженні комбайна не на кінцевих ділянках лави дозволяється завантажувати лісоматеріали по лаві тільки для закладки вивалам порід покрівлі в місцях обвалення. Комбайн повинен бути вимкнений і заблокований.

Лісоматеріали вручну подаються до sprzęження вироблення з лавою і складаються з дотриманням зазорів для проходу людей. Конвеєр повинен бути в цей момент вимкнений і заблокований. За командою гірничого майстра робочі розташовуються по виймковому виробленню у напрямку до лави з таким розрахунком, щоб була можливість передачі лісоматеріалів один одному, і приступають до завантаження конвеєра СПЦ-230.03.07 лісоматеріалами. Останній робочий укладає лісоматеріали на скребковий конвеєр СПЦ-230.03.07. Потім він подає команду на прокачку конвеєра, щоб була можливість для укладання наступної частини лісоматеріалів. Після цього він подає команду на зупинку конвеєра і укладає лісоматеріали на конвеєр і т.д. до завантаження необхідної кількості лісоматеріалів.

У зазначеній послідовності завантажуються на конвеєр всі лісоматеріали, призначені для доставки в лаву (шпальний брус, стійка, дошка).

Потім проводиться розстановка робочих по довжині лави через 60м (один знаходиться в 60м від приводний головки, інший в 120м, третій в 180м, четвертий в 240 м), які повинні знаходитися під прикриттям секцій кріплення, з метою спостереження за рухом лісоматеріалів і конвеєра.

У зазначеній послідовності завантажуються на конвеєр всі лісоматеріали, призначені для доставки в лаву (шпальний брус, стійка, дошка).

Потім проводиться розстановка робочих по довжині лави через 60м (один знаходиться в 60м від приводний головки, інший в 120м, третій в 180м, четвертий в 240 м), які повинні знаходитися під прикриттям секцій кріплення, з метою спостереження за рухом лісоматеріалів і конвеєра.

Техніка безпеки

1. Навантаження і розвантаження лісоматеріалів робити тільки при вимкненому і заблокованому конвеєрі.
2. Знаходження людей між пунктами навантаження і розвантаження категорично забороняється (крім тих, що знаходяться під прикриттям секцій механізованого кріплення робочих, виділених гірничим майстром для спостереження за рухом лісоматеріалів по лаві).
3. Категорично забороняється пропускати лісоматеріали під працюючим комбайном.
4. Після доставки лісу конвеєр повинен бути перевірений і лісоматеріали, які затримувалися, повинні бути зняті. Гірничий майстер, переконавшись, що на конвеєрі немає лісу, дає команду на роботу конвеєра.
5. При доставці лісоматеріалів по лаві, категорично забороняється виконувати інші роботи, не пов'язані з доставкою.
6. Лісоматеріали на конвеєрі повинні укладатися в один шар.
7. При доставці лісоматеріалів комбайнер повинен перебувати у комбайна.

Доставка матеріалів і обладнання за допомогою монорейкового транспорту

Проектом будівництва шахти "Червоноармійська-Західна" №1 доставочні роботи по дільничним і капітальним виробленням передбачено здійснювати за допомогою монорейкових доріг.

Експлуатація монорейкових доріг повинна здійснюватися відповідно до положень «Правил безпеки у вугільних шахтах», «Правил технічної експлуатації вугільних шахт», «Тимчасових вимог безпеки при експлуатації монорейкових доріг у вугільних шахтах», заводської експлуатаційної документації (інструкцією або керівництвом по експлуатації).

При доставці матеріалів та обладнання будуть задіяні монорельсова дорога ДМКЛ № 1, доставка якої ведеться по ВПХ блоку 8, монорельсова дорога ДМКЛ № 2, доставка якої ведеться по 1-му конвеєрному штреку південної панелі блоку 8, монорельсова дорога ДКМУ, доставка якої ведеться по 2 -му конвеєрному штреку південної панелі блоку 8.

Технічні показники монорельсової дороги наведені в таблиці 2.6.

Таблиця 2.6 - Технічні показники використовуваних монорейкових доріг

| Технічні показники | Одиниця виміру | ДМКЛ | ДКМУ |
|---|----------------|----------------------|----------------------|
| Тягове зусилля | кН | 27,07 | 27 |
| Маса вантажу, що перевозиться, при ухилі: - до 6 градусів; - до 12 градусів; - до 18 градусів; | кг | 8000 6000 4000 | 8000 7000 4000 |
| Кількість посадочних місць, не більше - грузолюдський варіант; - людський варіант | од. | 16 24 | 24 |
| Максимальна довжина дороги | м | 2000 | 3000 |
| Максимальна швидкість руху | м/с | 1,35 | 1,26 |
| Ухил шляху, який долається | гр. | 18 | 18 |
| Встановлена потужність | кВт | 55 | 45 |
| Тип тягового каната | | 18-ГЛ-В-ЖС | |

У статкування гірничої виробки монорейковим транспортом

1. Максимальний кут нахилу виробок, за якими ведуться доставочні роботи, - 9 град. і фактичні значення радіусів повороту $R = 6\text{ м}$ і 8 м не перевищують значень, зазначених у технічній документації на монорейкові дороги.

2. Зазор між найбільш виступаючою частиною габариту рухомого складу монорельсової дороги або вантажу, що перевозиться і кріпленням виробки повинен бути не менше 0.25 м (при швидкостях руху дороги 1 м/с і нижче) або не менше $0,3\text{ м}$ (при швидкостях руху дороги вище 1 м/с) і для проходу людей не менше 0.7 м на всьому протязі траси дороги.

3. 5 конвеєрний штрек південній панелі блоку 8 обладнаний монорейковою дорогою і конвеєром. Прохід для людей влаштували між рухомим складом і бортом вироблення і дорівнює 790 мм , що задовольняє мінімальним значенням - 700 мм .

4. Зазор між монодорогою і конвеєром - 400 мм , що задовольняє вимогам ПБ.

5. Вентиляційний штрек 5-ої лави південної панелі блоку 8 обладнаний монорельсовою дорогою. Прохід для людей влаштували між рухомим складом і бортом вироблення і становить 1680 мм , що задовольняє мінімальним значенням - 700 мм .

6. 1-ий конвеєрний штрек південній панелі блоку 8 обладнаний конвеєром і монорельсовою дорогою. Прохід для людей влаштували між рухомим складом і бортом вироблення і дорівнює 790 мм , що задовольняє мінімальним значенням - 700 мм .

7. Величини зазорів на заокругленнях і прилеглих до них прямих ділянках виробок повинні прийматися не менше:

◆ при радіусі заокруглення 6 м і

- при швидкості менше 1 м / с:

1) з боку проходу для людей: $0,7 + H = 0,7 + 0,06 = 0,76$ м

2) з неходового боку: $0,2 + H = 0,2 + 0,06 = 0,26$ м

- при швидкості понад 1 м / с:

1) з боку проходу для людей: $0,85 + H = 0,85 + 0,1 = 0,95$ м

2) з неходового боку: $0,3 + H = 0,3 + 0,1 = 0,4$ м

де H – величина розширення вироблення, м

$$H = 0,34 \cdot \frac{V^2}{R}$$

V - швидкість руху, м / с; R - радіус заокруглення виробки, м

◆ при радіусі заокруглення 8 м

- при швидкості менше 1 м / с:

1) з боку проходу для людей: $0,7 + H = 0,7 + 0,04 = 0,74$ м

2) з неходового боку: $0,2 + H = 0,2 + 0,04 = 0,24$ м

- при швидкості понад 1 м / с:

1) з боку проходу для людей: $0,85 + H = 0,85 + 0,08 = 0,93$ м

2) з неходового боку: $0,3 + H = 0,3 + 0,08 = 0,38$ м

Згідно п.2.8. "Тимчасових вимог безпеки при експлуатації монорейкових доріг у вугільних шахтах" при радіусі заокруглення 6 м довжина прямих ділянок, що примикають повинна дорівнювати 25 м, при радіусі 8 м - 20 м.

8. Відстань між днищами рухомого складу і ґрунтом виробки повинна бути не менше 0.4 м відповідно до п 2.2.3 ПБ.

9. Місця перетину монорейкових доріг з кабелями, трубопроводами тощо повинні бути виконані таким чином, щоб можливість їх дотику виключалася.

10. Вироблення повинні бути освітлені відповідно до норм ПТЕ, оснащені засобами сигналізації та зв'язку відповідно до ПБ.

11. Приводна станція повинна бути обладнана телефонним зв'язком, включеної в загальношахтну мережу.

2.6 Вентиляція шахти

Відповідно до «Керівництва з проектування вентиляції вугільних шахт» схема провітрювання виїмкової ділянки повинна забезпечувати:

- стійке провітрювання як при нормальних, так і аварійних режимах, сприятливі умови для порятунку людей і ліквідації аварії;
- можливість ведення робіт з ефективною дегазацією на виїмковій ділянці;
- максимальне навантаження на очисний вибій за газовим фактором;
- скорочення обсягу проведення тупикових виробок за рахунок повторного використання конвеєрних виробок в якості вентиляційних;
- можливість виключення утворення небезпечних скупчень метану на сполученнях лави з вентиляційним виробленням.

Вибір схеми провітрювання виїмкової ділянки відповідно до «Керівництва з проектування вентиляції вугільних шахт» повинен здійснюватися в наступній послідовності:

1 етап – по планованим навантаженням 8600 т/добу визначається очікувана метановість виїмкової ділянки. Потім за даними метанообільності гірничих виробок з урахуванням вищевикладених вимог до схем провітрювання з урахуванням фактичних гірничо - геологічних умов вибирається схема провітрювання за такими параметрами:

- 1) тип за ступенем відособленості розбавлення шкідливих за джерелами надходження - 1 - *поєднане розведення*;
- 2) підтип у напрямку видачі що виходить із лави струменя повітря - М - *на масив вугілля*;
- 3) клас - залежне або незалежне провітрювання очисних виробок - Н - *незалежний*;
- 4) підклас - напрямок руху повітря по очисному забою - в - *висхідний*;
- 5) вид - взаємний напрямок свіжих та вихідних струменів - вт - *зворотноточний*.

Загальна назва схеми 1-М-Н-в-пт.

В якості засобів боротьби з підвищенням газовиділенням прийняті дегазація виробленого простору і пластів - супутників, ізольований відвід метану по двох гілках трубопроводу Φ 800 мм.

2 етап – обрана схема провітрювання оцінюється за безпекою місцевих скупчень метану на сполученні лави з вентиляційним виробленням. Відповідно до «Керівництва з проектування вентиляції вугільних шахт», п.6.1.3, с. 104 при ізольованому відводі метану з виробленого простору за жорстким трубопроводом і непідтримуваному виробленні за допомогою газовідсмоктувальних установок перевірку за безпекою місцевих скупчень метану на сполученні лави з вентиляційним виробленням проводити не слід.

Свіже повітря надходить по повітроподавальному стовбура на горизонт 593 метрів, далі по виробках ОД повітроподавальному стовбура, південному польовому відкатувальному штреку горизонту 593 метрів, повітроподавальному

ходку №2 блоку 6, повітроподавальному ходку блоку 8, заїзду на 5 конвеєрний штрек південній панелі блоку 8, 5 конвеєрного штреку південної панелі блоку 8 - в 5 лаву південній панелі блоку 8.

Вихідний струмінь повітря з 5 лави південній панелі блоку 8, видається по 1 конвеєрному штреку південної панелі блоку 8 (вентиляційному штреку 5 лави південній панелі блоку 8), монтажному ходку «біс» 1 лави південній панелі блоку 8, демонтажному ходку 1 лави південній панелі блоку 8, вентиляційному штреку 1 лави південній панелі блоку 8, південному вентиляційному штреку «Схід» до вентиляційного стволу, через який видається на поверхню.

Відповідно до розрахунку, для провітрювання 5 лави південної панелі блоку 8 необхідно: для провітрювання очисного вибою - 1086 м³ / хв повітря, для провітрювання ділянки - тисяча чотириста двадцять вісім м³ / хв при навантаженні на лаву 8600 т / добу.

Гранично допустимий вміст метану відповідно до ПБ:

Свіжий струмінь повітря - 5 конвеєрний штрек південної панелі блоку 8 - 0,5%

По лаві - 2-а лаву південної панелі блоку 8 - 0,5%

Вихідний струмінь - вентиляційний штрек 5 лави південної панелі блоку 8 - 1%, при наявності апаратури АКМ - 1,3%.

Прогноз газорясності гірничих виробок

Прогноз метанообільності виїмкової дільниці d₄.

Вугілля транспортується по виробці з вихідним струменем.

Спосіб управління покрівлею - повне обвалення.

Схема провітрювання виїмкової дільниці з видачею вихідного струменя на масив вугілля.

Система розробки стовпова.

Вихідні дані для прогнозу метанообільності виїмкової дільниці:

| Вихідні дані | Значення |
|--|----------|
| Глибина зони метанових газів Н ₀ , м | 300 |
| Глибина розробки Н, м | 800 |
| Довжина очисної виробки L _{оч} , м | 233 |
| Природна метаносність пласта X, м ³ / т | 15,0 |
| Пластова вологість вугілля W, % | 6,0 |
| Зольність вугілля A _з , % | 12,5 |
| Вихід летючих речовин V _г , % | 29,0 |
| Повна потужність вугільних пачок пласта M _п , м | 1,15 |
| Корисна потужність пласта, що виймається M _в , м | 1,15 |
| Потужність пласта з урахуванням породних прошарків, що виймається M _{в.пр.} , м | 1,15 |
| Швидкість посування очисного забою V _{оч} , м/доб. | 6,0 |
| Кут падіння пласта, град | 4 |
| Час з моменту закінчення проведення підготовчої виробки до початку очисних робіт, доб. | 50 |
| Кількість охоронних щіликів, шт. | 0 |
| Ширина охоронного цілика, м. | 0,0 |

Характеристика зближених пластів і прошарків

| Індекс зближ. пласта | Потужність вугільних пачок М _{сп} , м | Відстань до розроблюваного пласта МСП, м | Метаноцебезпечність природного Х _{сп} , м ³ /т | Пластова вологість вугілля W, % | Зольність вугілля А _з , % | Вихід летючих речовин V _г , % | Коефіцієнт дегазації К _д |
|--------------------------|--|--|--|---------------------------------|--------------------------------------|--|-------------------------------------|
| Пласти, що підробляються | | | | | | | |
| d4/1 | 0,3 | 3,0 | 11,2 | 1,0 | 11,2 | 28,2 | 0,0 |
| d4/2 | 0,2 | 21,4 | 7,7 | 1,8 | 12,0 | 28,7 | 0,0 |
| d5 | 0,4 | 112,6 | 8,0 | 2,0 | 11,8 | 29,0 | 0,0 |
| d6 | 0,6 | 211,4 | 10,0 | 1,9 | 12,4 | 27,9 | 0,0 |
| Пласти, що надробляються | | | | | | | |
| d3/1 | 0,2 | 17,0 | 7,8 | 2,4 | 12,2 | 28,7 | 0,0 |

Прогноз метанообільності тупикової виробки пласта d4.

Спосіб провітрювання виробки - нагнітальний.

Вироблення проводиться комбайном.

Дані для прогнозу метанообільності тупикової виробки

| Вихідні дані | Значення |
|--|----------|
| Площа перерізу виробки в проходці по вугіллю S _{вуг.} | 3,9 |
| Довжина тупикової виробки L _п , м | 2100 |
| Щільність вугілля, т/м | 1,33 |
| Проектна швидкість посування забою V _п , м/доб | 7,5 |
| Технічна продуктивність комбайна j, т/хв | 1,50 |
| Посування вибою за цикл безперервної роботи, м | 0,7 |

Результати прогнозу метанообільності гірничих виробок

| Індекс пласта | q _{пл} , м ³ /т | q _{сп, п} , м ³ /т | q _{сп.н} , м ³ /т | q _{пор} , м ³ /т | q _{в.п.} , м ³ /т | q _{оч} , м ³ /т | q _{уч} , м ³ /т | J _{з.п.} , м ³ /с | J _п , м ³ /с | J _{з.п. max} , м ³ /с |
|---------------|-------------------------------------|--|---------------------------------------|--------------------------------------|---------------------------------------|-------------------------------------|-------------------------------------|---------------------------------------|------------------------------------|---|
| d4 | 11,55 | 0,16 | 0,02 | 1,48 | 1,67 | 11,48 | 13,21 | 0,044 | 0,148 | 0,0000 |

Розрахунок допустимого навантаження по газовому фактору для пласта

d4

Схема провітрювання 1-М-Н-в-пт.

Породи безпосередньої покрівлі пісковики середньої стійкості.

В вироблення виділяється метан.

Спосіб управління покрівлею - повне обвалення.

Залягання пластів полого.

Вихідні дані для розрахунку навантаження на лаву

| Вихідні дані | Значення |
|---|----------|
| Довжина очисної виробки L _{оч} , м | 233 |
| Потужність пласта з урахуванням породних прошарків, що виймається M _в пр . м | 1.15 |
| Щільність вугілля, т/м ³ | 1.33 |
| Коефіцієнт вилучення вугілля, частки одиниці | 0.98 |
| Швидкість посування очисного забою V _{оч} , м/доб | 6,0 |
| Допустима концентрація газу у вихідному C, % | 1,0 |
| Концентрація газу в вентиляційному струмені, що надходить на виїмкових ділянку C ₃ , % | 0,0 |
| | 11,5 |

| | |
|---|------|
| Відносна газорясності очисної виробки $q_{оч}$, м ³ /т | 13,2 |
| Відносна газорясності виїмкової ділянки $q_{діл}$, м ³ /т | |

Максимально допустиме навантаження на очисну виробку за газовим фактором $A_{max} = 3459$ т / доб, менше розрахункового навантаження $A_p = 8600$ т / доб.

ОБ'ЄКТ ДЕГАЗАЦІЇ - вироблений простір.

СПОСІБ ДЕГАЗАЦІЇ - свердловинами, які пробурені з вироблення з вихідним струменем над куполами обвалення $Kg.v.p=(0,3-0,4)$

Газовість виробок з дегазацією

| Символ пласта | Розроблюваний пласт | | | Суміжні пласти | | | | | |
|---------------|------------------------------|--------------------------------|-------|--------------------------------|----------------------------------|---------|--------------------------------|----------------------------------|---------|
| | | | | які підробляються | | | які надробляються | | |
| | $q_{пл}$, м ³ /т | $q''_{пл}$, м ³ /т | Kg.пл | $q_{сп.п}$, м ³ /т | $q''_{сп.п}$, м ³ /т | Kg.сп.п | $q_{сп.н}$, м ³ /т | $q''_{сп.н}$, м ³ /т | Kg.сп.н |
| d4 | 11.55 | 5.71 | 0.35 | 0.16 | 0.16 | 0.00 | 0.02 | 0.02 | 0.00 |

| Вироблений простір | | | Очисний вибій | | | Ділянка, яка виїмкова | | |
|-------------------------------|---------------------------------|--------|------------------------------|--------------------------------|--------------------------------|-------------------------------|---------------------------------|---------------------------------|
| $q_{в.п}$, м ³ /т | $q''_{в.п}$, м ³ /т | Kg.v.п | $q_{оч}$, м ³ /т | $q''_{оч}$, м ³ /т | $J''_{оч}$, м ³ /с | $q_{діл}$, м ³ /т | $q''_{діл}$, м ³ /т | $J''_{діл}$, м ³ /с |
| 1.67 | 1.67 | 0.00 | 11.48 | 4.8 | 0.053 | 13.21 | 7.84 | 0.061 |

Максимально допустиме навантаження на очисну виробку за газовим фактором $A_{max}=8700$ т/доб, що перевищує розрахункове навантаження $A_p=8600$ т/доб.

Розрахунок витрати повітря для провітрювання виїмкової ділянки пласта d4

Схема провітрювання 1-М-Н-в-пт.

Породи безпосередньої покрівлі пісковики середньої стійкості.

Тип кріплення - В вироблення виділяється метан.

Спосіб управління покрівлею - повне обвалення.

Залягання пластів полого.

Навантаження на лаву обмежено газовим фактором.

Вибухові роботи не ведуться.

Вихідні дані для розрахунку.

| Вихідні дані | Значення |
|--|--------------|
| Потужність пласта з урахуванням породних прошарків, що виймається, Мв.пр, м | 1,15 |
| Найбільше число людей, що одночасно працюють в очисній виробці n, чол | 20 1.0 |
| Допустима концентрація газу у вихідному С,% | |
| Концентрація газу в вентиляційному струмені, що надходить на виїмкових ділянку З,% | 0.0 0.061 |
| Газовість виїмкової ділянки $J_{уч}$, м ³ / с | 0.053 |
| Газовість очисного вироблення $J_{оч}$, м ³ / с | |

Вибухові роботи не ведуться.

Додаткові вихідні дані для розрахунку витрати повітря

| Вихідні дані | Значення |
|---|----------|
| Найбільше число людей, що одночасно працюють в очисній виробці n, чол | 20 |

Витрата повітря для очисної виробки $Q_{оч}=18,1 \text{ м}^3/\text{с}$ прийнятий за газовим фактором.

Витрата повітря для виїмкової дільниці $Q_{дл}=23,8 \text{ м}^3/\text{с}$.

Розрахунок витрати повітря для провітрювання підготовчої виробки пласта d_4

Характеристика вироблення:

Розрахунок проводиться для умов Донецького басейну.

Вироблення сухе.

Шахта газова.

Вентиляційний трубопровід з труб типу 1А, 1Б при довжині ланки 20 м.

Застосовується вентилятор з регульованою подачею.

Проведення вироблення здійснюється прохідницьким комбайном.

Вихідні дані для розрахунку

| Вихідні дані | Значення |
|---|----------|
| Площа перерізу виробки в просвіті S, м^2 | 11,4 |
| Діаметр вентиляційного трубопроводу d, м | 0,8 |
| Мінімальна швидкість повітря у виробці, м/с | 0,25 |
| Температура повітря у виробці, град. | 23,0 |
| Відносна вологість повітря у виробці, % | 87,0 |
| Довжина вентиляційного трубопроводу від ВМП до гирла тупикової виробки, м | 10,0 |
| Довжина вентиляційного трубопроводу L, м | 2100 |
| Допустима концентрація газу у вихідному C, % | 1,0 |
| Концентрація газу в вентиляційному струмені, що надходить на вироблення C_0 , % | 0,05 |
| Абсолютне газовиділення вироблення J_p , $\text{м}^3/\text{с}$ | 0,148 |
| Газовиділення в призабійний простір, $\text{м}^3/\text{с}$ | 0,044 |

Витрата повітря для провітрювання призабойного простору тупикової виробки дорівнює $Q_{з.п}=4,6 \text{ м}^3/\text{с}$.

Подача вентилятора місцевого провітрювання тупикової виробки $Q_v=15,6 \text{ м}^3/\text{с}$ визначена за газовим фактором.

Витрата повітря, яку необхідно подати до місця установки ВМП, дорівнює $Q_{п.в}=24,5 \text{ м}^3/\text{с}$.

Витрата повітря для провітрювання шахти

$$Q_{ш} = 1,1 (\Sigma Q_{дл} + \Sigma Q_{п.в.} + \Sigma Q_{пог.} + \Sigma Q_{під.в.} + \Sigma Q_k + \Sigma Q_{вит}),$$

де: $\Sigma Q_{дл}$ - витрата повітря для провітрювання виїмкових дільниць, $\text{м}^3/\text{с}$;

$\Sigma Q_{п.в.}$ - витрата повітря для провітрювання підготовчих виробок, $\text{м}^3/\text{с}$;

$\Sigma Q_{пог.}$ - витрата повітря для провітрювання ділянок, що погашаються, $\text{м}^3/\text{с}$;

$\Sigma Q_{під.в.}$ - витрата повітря для провітрювання виробок, що підтримуються, $\text{м}^3/\text{с}$;

ΣQ_k - витрата повітря для провітрювання камер, м³/с;
 $\Sigma Q_{\text{вит}}$ – витіку повітря через вентиляційні споруди, м³/с

Витрата повітря для підготовчих і виїмкових ділянок

Розрахунок повітря для провітрювання виїмкових та підготовчих ділянок виконаний на ПЕОМ за програмою "VENT".

Результати розрахунків представлені в таблицях 2.6.1 - 2.6.7.

Витрата повітря для відокремленого провітрювання камер

а) Витрата повітря для відокремленого провітрювання складу ВМ

$$Q_k = 0,0012 * V_k, \text{ м}^3/\text{с}$$

де $V_k = 1200 \text{ м}^3$ – сумарний обсяг виробок складу ВМ.

$$Q_k = 0,0012 * 1200 = 1,44 \text{ м}^3/\text{с}$$

б) Витрата повітря для провітрювання зарядних камер

$$Q_k = 0,5 * n_3 * V_3,$$

де n_3 – число одночасно заряджених акумуляторних батарей,

V_3 – коефіцієнт, що враховує тип застосовуваних акумуляторних батарей

$$Q_k = 0,5 * 9 * 1,2 = 5,4 \text{ м}^3/\text{с}$$

Результати розрахунку витрат повітря для відокремлено провітрюваних камер

| № з/п | Найменування вироблення | Q, м ³ /с |
|---|-------------------------|----------------------|
| 1 | Камера ВМ | 4,5 |
| 2 | Гараж-зарядна | 4,5 |
| 3 | Камера ЦПП | 4,35 |
| 4 | Камера ЦПП | 4,35 |
| 5 | Камера ЦПП | 4,35 |
| $\Sigma Q_k = 23,85 \text{ м}^3/\text{с}$ | | |

Результати розрахунків витрати повітря

Результати розрахунків витрат повітря споживачів і внутрішніх витоків повітря по шахті в цілому

| № з/п | Споживачі повітря | Кількість об'єктів | Q _i , м ³ /с |
|---|---------------------------------|--------------------|------------------------------------|
| 1 | Виїмкові ділянки | 5 | 47,6 |
| 2 | Тупикові виробки | 2 | 49 |
| 3 | Підтримувані вироблення | 2 | 6,05 |
| 4 | Камери: | 4 | 19,1 |
| | - склад ВМ | 1 | 5,4 |
| | - гараж-зарядна | 1 | 5,4 |
| | камера ЦПП | 3 | 13,05 |
| 5 | Витока повітря через вент спор. | 31 | 53,37 |
| | - шлюзи | 28 | 42,14 |
| | - кросинги | 2 | 7,48 |
| | завантажувальні пристрої | 1 | 3,75 |
| $Q_{\text{ш}} = 175,1 \text{ м}^3/\text{с}$ | | | |

$$Q_{\text{ш}} = 1,1 * 175,1 = 192,6 \text{ м}^3/\text{с}$$

Розрахунок вентиляційної установки головного провітрювання

а) Статичний тиск вентиляційної установки.

Депресія вентилятора h_v за напрямком

$$h_v = 1,2 * h_{re} + h_{к.у.}, \text{ Па,}$$

де: 1,2 – коефіцієнт, що враховує втрати тиску на місцевих опорах в шахтної вент. мережі і в вентиляційній установці;

$$h_{н.е} = h_1 + h_2 + \dots + h_n, \text{ Па}$$

Депресія однієї виробки визначається

$$h = \alpha * K_{\phi} * L * Q^2 / S^{2.5}, \text{ Па}$$

де α - коефіцієнт аеродинамічного опору, $\text{Н} * \text{с}^2 / \text{м}^4$, L – довжина вироблення, м, Q - розрахункова витрата повітря по виробленню, $\text{м}^3 / \text{с}$; S - площа поперечного перерізу виробки, м^2 , K_{ϕ} – коефіцієнт форми поперечного перерізу виробки, $K_{\phi} = 3,8$ - арочний перетин; $K_{\phi} = 3,54$ - круглий перетин

Аеродинамічний опір лав $R_{оч}$, обладнаних механізованим кріпленням:

$$R_{оч} = 0,01 * F_{100} * L_{оч} + \frac{0,6 * (\sum vx + \sum v_{вих})}{S_{оч}^2}, \text{ Н} * \text{с}^2 / \text{м}^2$$

де $\sum vx = 2$; $\sum v_{вих} = 3$

$F_{100} = 0,64$ - питомий аеродинамічний опір стометрового ділянки вироблення, $\text{Н} * \text{с}^2 / \text{м}^8$; $S_{оч} = 2,2$ – площа перетину лави в світлі, м^2 .

Коефіцієнт аеродинамічного опору горизонтальних і похилих виробок, обладнаних конвеєрами:

$$A_k = A * S^3 / S_{ж}^3, \text{ Н} * \text{с}^2 / \text{м}^4$$

де A – коефіцієнт аеродинамічного опору цієї виробки, але без конвеєра, $\text{Н} * \text{с}^2 / \text{м}^4$; S - площа перерізу виробки, м^2 , $S_{ж}$ - теж, але без розтину конвеєра, м^2 .

Депресія лави визначається

$$h_{оч} = R_{оч} * Q_{оч}^2, \text{ Па}$$

Депресію окремих виробок зводимо в таблицю.

Депресія напрямки, згідно розрахунків становить $h_{п.в.} = 3322 \text{ Па}$.

$$h_v = 1,2 * 3322 + 0,1 * 3322 = 4320 \text{ Па}$$

б) Подача вентиляційної установки.

Визначена за формулою

$$Q_v = Q_{шт} * K_{ут.вн}, \text{ м}^3 / \text{с}$$
$$Q_v = 192,6 * 1,25 = 240 \text{ м}^3 / \text{с}$$

де: $Q_{шт} = 192,6$ – витрата повітря, що надходить з шахти до даного вентилятору, $\text{м}^3 / \text{с}$,

$K_{ут.вн} = 1,25$ – коефіцієнт, що враховує витоку повітря через споруди і канали вентиляторів.

в) Вибір (перевірка) вентиляційної установки.

Існуючий вентилятор повинен забезпечувати розрахункове значення і статистичного тиску в області його промислового використання.

Для уточнення режиму роботи вентилятора на шахтну вент. мережу будують суміщений графік аеродинамічних характеристик вентиляційної установки і шахтної мережі (лист №3).

Результати розрахунку депресії

| № гілки | № вузлів | Тип кріплення | $a, \text{H}^* \text{c}^2 / \text{m}^2$ | S, m^2 | k_f | L, m | $Q, \text{m}^3 / \text{c}$ | $V, \text{m} / \text{c}$ | $h, \text{Па}$ |
|---------|----------|---------------|---|-----------------|-------|---------------|----------------------------|--------------------------|----------------|
| 1 | 1-2 | бетон | 0,0026 | 28,3 | 3,54 | 500 | 192,6 | 6,8 | 40,1 |
| 2 | 2-3 | бетон | 0,0026 | 28,3 | 3,54 | 50 | 163,4 | 5,8 | 2,9 |
| 3 | 3-4 | бетон | 0,0013 | 15,1 | 3,8 | 100 | 40 | 2,6 | 0,9 |
| 4 | 4-5 | СВП-22 | 0,0006 | 15,1 | 3,8 | 50 | 36,9 | 2,4 | 0,2 |
| 5 | 5-6 | СВП-22 | 0,0133 | 13,2 | 3,8 | 170 | 79,8 | 6,0 | 86,4 |
| 6 | 6-7 | СВП-22 | 0,0094 | 13,2 | 3,8 | 120 | 18,3 | 1,4 | 2,3 |
| 7 | 7-8 | СВП-22 | 0,0468 | 13,2 | 3,8 | 600 | 36,5 | 2,8 | 224,6 |
| 8 | 8-9 | СВП-22 | 0,0113 | 13,2 | 3,8 | 1450 | 33,5 | 2,5 | 110,4 |
| 9 | 9-10 | СВП-22 | 0,0078 | 13,2 | 3,8 | 100 | 32 | 2,4 | 4,8 |
| 10 | 10-11 | СВП-22 | 0,0039 | 13,2 | 3,8 | 50 | 30,5 | 2,3 | 1,1 |
| 11 | 11-12 | СВП-22 | 0,0058 | 13,2 | 3,8 | 750 | 61 | 4,6 | 97,2 |
| 12 | 12-13 | СВП-22 | 0,0195 | 13,2 | 3,8 | 250 | 43,9 | 3,3 | 56,4 |
| 13 | 13-14 | СВП-22 | 0,0195 | 13,2 | 3,8 | 250 | 26,8 | 2,0 | 21,0 |
| 14 | 14-15 | СВП-22 | 0,0234 | 13,2 | 3,8 | 300 | 25,3 | 1,9 | 27,0 |
| 15 | 15-16 | СВП-22 | 0,0175 | 11,4 | 3,8 | 2100 | 23,8 | 2,1 | 180,3 |
| 16 | 16-17 | ЗКД-90Т | 1,6302 | 4,8 | 3,8 | 300 | 18,1 | 3,8 | 534,1 |
| 17 | 17-18 | СВП-22 | 0,0213 | 11,4 | 3,8 | 2100 | 23,8 | 2,1 | 219,4 |
| 18 | 18-19 | СВП-22 | 0,024 | 13,2 | 3,8 | 250 | 26,8 | 2,0 | 25,9 |
| 19 | 19-20 | СВП-22 | 0,024 | 13,2 | 3,8 | 250 | 43,9 | 3,3 | 69,4 |
| 20 | 20-21 | СВП-22 | 0,0072 | 13,2 | 3,8 | 750 | 61 | 4,6 | 120,6 |
| 21 | 21-22 | СВП-22 | 0,00762 | 13,2 | 3,8 | 1450 | 67,8 | 5,1 | 304,9 |
| 22 | 22-23 | СВП-22 | 0,0131 | 13,2 | 3,8 | 250 | 70,8 | 5,4 | 98,5 |
| 23 | 23-24 | СВП-22 | 0,0131 | 13,2 | 3,8 | 250 | 73,8 | 5,6 | 107,1 |
| 24 | 24-25 | СВП-22 | 0,0131 | 13,2 | 3,8 | 500 | 93,4 | 7,1 | 343,0 |
| 25 | 25-26 | СВП-22 | 0,0131 | 13,2 | 3,8 | 150 | 89,4 | 6,8 | 94,3 |
| 26 | 26-27 | СВП-22 | 0,0013 | 13,2 | 3,8 | 50 | 89,4 | 6,8 | 3,1 |
| 27 | 27-28 | СВП-22 | 0,0013 | 16,8 | 3,8 | 130 | 107,5 | 6,4 | 6,4 |
| 28 | 28-29 | СВП-22 | 0,0013 | 16,8 | 3,8 | 70 | 107,5 | 8,1 | 94,7 |
| 29 | 29-30 | бетон | 0,0026 | 28,3 | 3,54 | 650 | 192,6 | 6,6 | 52,1 |
| 30 | 30-31 | СВП-22 | 0,0006 | 16,8 | 3,8 | 70 | 192,6 | 11,5 | 393,5 |
| Разом | | | | | | | | | 3322 |

Напрямок з максимальною депресією $h_{\text{max}} = 3322$ включає вироблення: 1-2-3-4-5-6-7-8-9-10-11-12-13-14-15-16-17-18-19-20-21-22-23-24-25-26-27-28-29-30-

Аеродинамічний опір шахтної мережі, на яку працює даний вентилятор, визначається

$$R_{\text{ui}} = h_s / Q_s^2, \text{H}^* \text{c}^2 / \text{m}^8 \quad R_{\text{ui}} = 4320 / (240)^2 = 0,075$$

Для побудови аеродинамічних характеристик мережі задають довільні значення витрати повітря Q_i і розраховують депресію h_i

$$h_i = R_{\text{ui}} * Q_i^2, \text{Па}$$

| | | | | | | | | | |
|-------|-------|-----|------|--------|------|------|------|--------|------|
| Q_i | 50 | 100 | 125 | 150 | 175 | 200 | 225 | 250 | 275 |
| h_i | 187,5 | 750 | 1172 | 1687,5 | 2297 | 3000 | 3797 | 4687,5 | 5672 |

Згідно графіка спільної характеристики вентилятора і шахтної мережі, кут установки лопаток складе $\Theta = 20^\circ$. Тодж $Q_\phi = 243 \text{ м}^3 / \text{с}$, $H_\phi = 443 \text{ даПа}$

Технічні засоби контролю вентиляції

Контроль вентиляції включає в себе визначення складу рудникової атмосфери, кількість і швидкість повітря, що поступає.

Для точного визначення вмісту метану і вуглекислого газу в атмосфері гірничих виробок застосовуються шахтні інтерферометри ШИ-10, а для визначення вмісту кисню, вуглекислого газу та метану - ШИ-6. Ці прилади дозволяють визначити вміст газу при одночасній присутності в шахтній атмосфері метану і вуглекислого газу.

Для безперервного автоматичного контролю вмісту метану в рудничній атмосфері безпосередньо на робочому місці застосовується переносне метан реле СШ-2 з автономним живленням.

Для автоматизованого контролю метану застосовується стандартна апаратура автоматичного контролю метану АМТЗ.

За допомогою цієї апаратури здійснюються такі операції:

- безперервний автоматичний контроль за вмістом метану в місцях установки датчиків;
- автоматичне відключення електроживлення контрольованих об'єктів при перевищенні допустимої концентрації метану (автоматичний газовий захист АГЗ);
- включення місцевої та централізованої звукової аварійної сигналізації при виникненні неприпустимою концентрації метану.

Для експрес - визначення змісту отруйних домішок в шахтній атмосфері (оксиди вуглецю, сірководню, сірчистого газу, оксидів азоту) застосовується хімічний газовизначник ГХ-4.

Для вимірювання падіння тиску повітря застосовуються мікробарометри МБ або цифрові мікробарометри МБЦ.

Для безперервного автоматичного контролю швидкості повітря, що протікає по гірничих виробках, застосовується комплекс "Повітря".

Комплекс "Повітря" виконує наступні функції:

- безперервний автоматичний контроль швидкості повітряного потоку в місці установки датчиків;
- дистанційний візуальний контроль швидкості повітря по вказує приладу апарату АКВ-1;
- передачу на пристрій збору і обробки інформації безперервного сигналу про швидкість повітряного потоку;
- телефонний зв'язок між стійкою СПИ-1, апаратурою АКВ-1 і БИВ-1.

Для автоматичного оперативного управління газовою обстановкою (концентрацією метану) в діючих виробках шахти з метою зняття обмежень на продуктивність виїмкових дільниць і шахти по газовому фактору, економії електроенергії на провітрювання і забезпечення високого рівня безпеки гірничих робіт, проектом передбачається впровадження системи автоматичного управління вентиляції шахти (САУ ВШ).

2.7 Організація робіт по реалізації прийнятих рішень

Визначення лінії і кількості очисних вибоїв

Лінія очисних вибоїв розраховується за формулою:

$$h = \frac{A_{ш.з.} \cdot k_o \cdot k_d}{V_z \cdot m_{с.о.р.} \cdot \gamma_{ср} \cdot c} \text{ м,}$$

де k_o – коефіцієнт, що враховує видобуток з очисних вибоїв; k_d – коефіцієнт видобутку вугілля з діючих очисних вибоїв в загальношахтному видобутку; $m_{с.о.р.}$ – середня потужність одночасно розроблюваних пластів, м; $\gamma_{ср}$ – середня щільність вугілля розроблюваних пластів, т/м³; V_r – річне посування очисного вибою, м;

$$V_z = r \cdot n_{ц.} \cdot N_r \cdot k_{усл.} = 0,63 \cdot 6 \cdot 300 \cdot 0,97 = 1100 \text{ м,}$$

де $n_{ц.}$ – кількість циклів на добу в очисному заборі; N_r – кількість робочих днів в році; $K_{усл.}$ – коефіцієнт, що враховує вплив гірничо-геологічних умов.

$$h = \frac{5000000 \cdot 1 \cdot 0,9}{1100 \cdot 1,8 \cdot 1,35 \cdot 0,97} = 1738 \text{ м.}$$

Визначимо кількість лав:

$$n_{о.з.} = \frac{h}{l} = \frac{1738}{300} = 5,8.$$

Приймаємо число лав рівне 6.

Визначення часу і кількості прохідницьких бригад необхідних для підготовки виїмальних стовпа

Для відтворення фронту очисних робіт необхідно вести прохідницькі роботи в такому темпі, щоб забезпечити безперервне ведення очисних робіт. Для цього проводиться розрахунок необхідної кількості підготовчих вибоїв:

$$n_{п.з} = \sum_{j=1}^n \frac{l_{п.з.}}{V_{п.з.}} / t_{под.}$$

Приймаємо в проекті 6 очисних вибоїв:

Швидкість проведення виробки:

- дільничні вироблення - 150 м / міс;
- розрізні печі - 100 м / міс.

Приймаємо середню довжину виїмальних стовпа 2000 м.

Тривалість підготовки очисного фронту, міс. :

$$t_{под.} = \frac{0,75 \sum_{i=1}^n L_i L_{оч.і} m_i \gamma_i}{\sum_{i=1}^n A_{оч.і}},$$

де: n – кількість діючих очисних вибоїв;

i – порядковий номер параметрів, що відносяться до виїмкового поля, що відпрацьовується;

$L_{оч.і}$ - довжина очисного забою, м;

L_i – довжина виїмкового поля, м;

m_i – потужність пласта, м;

γ_i – щільність вугілля, т/м³;

$A_{оч.і}$ – навантаження на очисний вибій, т/міс.

$$t_{\text{год}} = \frac{3(2000 \cdot 300 \cdot 2,0 \cdot 1,5) + 3(2000 \cdot 300 \cdot 1,8 \cdot 1,5)}{900 + 900 + 900 + 900 + 900 + 900} \cdot 0,75 = 12 \text{ мес.}$$

$$n_{\text{н.з}} = \frac{\left(\frac{2000 \cdot 3}{300} + \frac{2000 \cdot 6}{3000} + 6 \cdot \frac{300}{150}\right)}{12} = 6.$$

Приймаємо в проєкті кількість одночасно діючих підготовчих вибоїв - 6 забою.

Таким чином, приймаємо дві прохідницьких ділянки по дві бригади на кожній дільниці. Виходячи з прийнятих швидкостей проходки і розрахованих швидкостей посування очисних вибоїв, будемо календарний план розвитку гірничих робіт, який представлений у графічній частині проєкту на аркуші №3.

| Найменування вироблення | Довжина вироблення, м. | Швидкість проведення, м/міс | Время подготовки, мес. | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|-----------------------------------|------------------------|-----------------------------|------------------------|---|---|---|---|---|---|---|---|----|----|----|----|----|----|----|----|----|
| | | | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 | 15 | 16 | 17 | 18 |
| 3 південний конвеєрний штрек бл.8 | 2000 | 150 | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Монтажний ходок 3 південної лави | 300 | 100 | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 4 південний конвеєрний штрек бл.8 | 2000 | 150 | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Монтажний ходок 4 південної лави | 300 | 100 | | | | | | | | | | | | | | | | | | |

Мал. 2.3. - Графік виконання робіт щодо своєчасної підготовки запасів бл. 8

Підготовка виїмкової ділянки.

Дані по підготовці виїмкової ділянки зводимо в таблицю 2.7.

Таблиця 2.7.

| Параметри | Вент. штрек 3-ої лави південній панелі блоку 8 | 4 конв. штрек півд. панелі блоку 8 (повторне використання) | Монтажний ходок «біс» 4-ої лави південній панелі блоку 8 | 5 конв. штрек півд. панелі блоку 8 | Монтажний ходок 5-ої лави півд. панелі блоку 8 |
|--|--|--|--|------------------------------------|--|
| Спосіб проведення | Комбайновий | Комбайновий | Комбайновий | Комбайновий | Комбайновий |
| Засоби проведення | КСП-32 | КСП-32 | КСП-22 | КСП-32 | КСП-32 |
| Форма перетину | Арочна | Арочна | Трапецієподібна | Арочна | Арочна |
| Перетин, м ² | | | | | |
| -в проходці | 15,0 | 18,1 | 14,5 | 18,1 | 18,1 |
| -в світлі до опали | 12,88 | 15,5 | 12,3 | 15,5 | 15,5 |
| -в світлі після осідання | 11,4 | 13,7 | 9,9 | 13,8 | 13,8 |
| Тип кріплення | КМП-А3-12,88 | КМП-А3-15,5 анкера | КПП-12,3 + анкера | КМП-А3-15,5 анкера | КМП-А3-15,5 анкера |
| Довжина вироблення, м | 170 | 1930 | 266 | 2250 | 266 |
| Крок кріплення, м | 0,8 | 0,8 | 0,8 | 1,0 | 0,67 |
| Затягування | дер. – сітка – дер. | Сітка - затяжка | Сітка - затяжка | Сітка - затяжка | Сітка -затяжка |
| Засіб транспортування гірської маси | ЛЛ-1000 | ЛЛ-1000 | ЛЛТП-800 | ЛЛТ-100 | ЛЛ-1000 |
| Засіб доставки матеріалів і устаткування | Лебідка ЛВД-24 | ДМКЛ | Лебідка ЛВД-24 | ДМКЛ | ДМКЛ |
| Діаметри трубопроводів, мм | | | | | |
| протипожежний | 150 | 150 | 150 | 150 | 150 |
| водовідливний | 100 | 100 | - | 100 | 100 |
| стисненого повітря | 150 | 150 | 150 | 150 | 150 |

2.8 Охорона праці

2.8.1 Аналіз потенційних шкідливих і небезпечних виробничих факторів проєктованих робіт

Небезпечні виробничі фактори. Шахта є небезпечною по вибуховості пилу. Вугільний пил зустрічається двох видів: аерозоль і аергель. Найбільш небезпечні місця обвалення порід - сполучення лави зі щтреками, що погашають гірничі виробки. Можливі травми різного ступеня тяжкості при буропідривних роботах, які супроводжуються виділенням отруйних газів $H_2S = 9 \text{ мг/м}^3$, $CO = 20 \text{ мг/м}^3$, $NO_2 = 2 \text{ мг/м}^3$ та ін. Імовірність виникнення пожежі від механічних непорозумінь, займання обладнання, БВР, вибуху метано-повітряної суміші також є небезпечним фактором.

Потенційно шкідливі виробничі фактори. Висока температура повітря в гірничих виробках передбачає гарне провітрювання (швидкість руху повітря в магістральних виробках - не більше 8 м / с, по дільничним виробкам - не більше 6 м / с, по очисним - не більше 4 м / с). Запиленість повітря в глухому куті, в якому погашають вироблення склав 140 мг/м^3 , вміст SiO_2 в пилу склав 65%. Вплив цього фактора призводить до виникнення профзахворювань: силікозу і антракоза. Шкідливі і отруйні гази, які надходять у виробки з вмісних порід. Джерела виробничого шуму - робота видобувних і прохідницьких машин, ВМП, електродвигунів та ін. Гранично допустима концентрація шуму 80дБ. Для усунення рівня вібрації - установка віброізоляторів, гнучкі вставки, футеровка, амортизатори. Гранично допустимий рівень вібрації - 112 дБ.

2.8.2. Обґрунтування необхідності застосування попереднього зволоження вугілля в масиві

Згідно п.3.6.5. ПБ с.325 при веденні очисних робіт повинно застосовуватися попереднє зволоження вугілля в масиві.

При відпрацюванні пластів з групою запиленості вище І попереднє зволоження вугілля в масиві є рекомендованим заходом по боротьбі з пилом згідно «Керівництва по боротьбі з пилом у вугільних шахтах».

Ефективність даного заходу згідно «Носібника ...» табл.6 с.23 складе 0,6 - 0,8 при застосуванні в якості добавки змочувача ПП з концентрацією 0,2%.

Устаткування для буріння свердловин та нагнітання рідини в пласт

У комплект устаткування, який застосовується для попереднього зволоження вугільного масиву, входять:

- буровий верстат СБГ-1М; - гідрозатвор «Таурус»;
- високонапірні шланги; - насосна установка УНР-02.

Вибір параметрів попереднього зволоження вугілля в масиві

Згідно «Збірника інструкцій до Правил безпеки у вугільних шахтах», том.1, с.374 визначаємо параметри попереднього зволоження вугілля в масиві.

Згідно п.2.3.1. свердловини для нагнітання рідини в пласт можуть бути пробурені з одного з штреків. При цьому їх глибина повинна бути менше довжини лави на величину, рівну глибині герметизації свердловини. Схема буріння свердловин наведена в графічній частині даного паспорта.

Буріння свердловин буде вироблятися верстатом СБГ-1М, нагнітання рідини - за допомогою насосної установки УНР-02. Так як роботи будуть вестися з вироблення з вихідним струменем, то обладнання повинно мати пневмопривід.

Згідно п.70 «Керівництва ...» с.29 діаметр свердловин визначається в залежності від довжини свердловини і діаметра бурового інструменту. При використанні верстата СБГ-1М діаметр свердловин складе 76 мм.

У разі складної будови пласта свердловини повинні буритися по найбільш міцній пачці пласта.

Довжина свердловини визначається за формулою:

$$L_{скв} = L_л - L_г$$

$L_{скв}$ - довжина свердловини, м

$L_л$ - довжина лави, м

$L_г$ - глибина герметизації, м

$$L_{скв} = 300 - 10 = 290 \text{ м}$$

Згідно п.2.3.3. герметизація свердловин повинна проводитися на глибину не менше 10 м.

Згідно п.2.3.4. відстань між свердловинами повинна прийматися рівним подвійній глибині герметизації свердловини - 20 м. Відстань між першою свердловиною і площиною вибою на момент початку буріння розраховується за такою залежністю:

$$L_1 = (T_г + T_н) * v + 15, \text{ м}$$

L_1 - відстань між першою свердловиною і площиною вибою, м;

$T_г$ - тривалість буріння свердловини, доб;

$T_н$ - тривалість нагнітання рідини в свердловину, доб;

v - середня швидкість посування очисного вибою, м/доб.

v - 3,78 м/добу

Кількість води, яку необхідно подавати в свердловину визначимо згідно «Керівництва по боротьбі з пилом у вугільних шахтах» с.29:

$$Q_{сверд} = (1.1 * v_{скв} * L_c * y * H * q_1) / 1000$$

$$Q_{сверд} = (1.1 * 290 * 20 * 1.57 * 2.04 * 20) / 1000 = 304,9 \text{ м}^3$$

де: H - потужність пласта, м

q_1 - питома витрата води, л/т

y - щільність вугілля, т/м³

Тривалість нагнітання води в свердловину:

$$T_н = Q_{сверд} / q_н = 304,9 / 2.6 = 117 \text{ ч або } 4,89 \text{ доб.}$$

де: $q_н$ - темп нагнітання води з протипожежного става. Темп нагнітання приймаємо рівним продуктивності насосної установки УНР-02, що застосовується на шахті для зволоження вугілля в масиві $q_н$ - 2.6 м³/год.

Технічна швидкість буріння по вугіллю верстатом СБГ-1М згідно «Керівництва по експлуатації верстата СБГ-1М» становить 10 м / год. Тоді тривалість буріння свердловини довжиною 256 м складе 25,6 годин (1,1 доб.)

$$T_{\sigma} - 1,1 \text{ доб.}$$

$$L_{\sigma} = (2,25 + 1,1) * 4,2 + 15 = 29 \text{ м}$$

Згідно п.2.4.1. свердловини повинні розташовуватися посередині потужності пласта.

Згідно п.2.6. нагнітання рідини повинно проводитися за допомогою високонапірної установки.

Тиск рідини, що нагнітається в пласт має прийматися на 20-30% нижче величини, при якій відбувається гідророзрив пласта.

Цей тиск визначається за формулою:

$$P = 0,014 * K_{\mu} * H$$

P - максимальний тиск нагнітається в пласт рідини, МПа

K_{μ} - коефіцієнт впливу ступеня метаморфізму

Згідно табл.1с.378 $K_{\mu} = 1,2$

H - глибина ведення робіт, м

$H = 725 \text{ м}$

$$P = 0,014 * 1,2 * 725 = 12,18 \text{ МПа}$$

Тиск нагнітання рідини має забезпечувати максимальний ефект від попереднього зволоження і виключати гідророзрив пласта. Згідно «Керівництва по боротьбі з пилом у вугільних шахтах» (табл.9, с.27) для вугілля марки К з вмістом летких вище 20% тиск повинен мати значення в межах 1,5 - 7 МПа. Після буріння першої свердловини значення тиску нагнітання рідини в пласт коригується.

Значення параметрів нагнітання рідини у вугільний пласт зводимо в таблицю 2.8.1.

Таблиця 2.8.1

| Найменування параметру | Умовні позначення | Од. вим. | Значення |
|------------------------------------|--------------------|-------------------|----------|
| Діаметр свердловини | $d_{\text{сверд}}$ | мм | 76 |
| Довжина свердловини | $L_{\text{сверд}}$ | м | 290 |
| Відстань між свердловинами | L_c | м | 20 |
| Глибина герметизації | L_z | м | 10 |
| Тиск нагнітання | P | МПа | 1,5-7 |
| Темп нагнітання | q_n | м ³ /ч | 2,6 |
| Витрата рідини на одну свердловину | $Q_{\text{сверд}}$ | м ³ | 304,9 |
| Тривалість нагнітання | T_n | год | 117 |

Організація робіт

Ведення робіт здійснюють МБУ, його помічник і електрослюсар. В їх обов'язки входить - буріння свердловини, герметизація, нагнітання, монтаж і перенесення обладнання.

Перед початком робіт необхідно перевірити справність насосної установки, гідрозатворів, водопроводів, вимірювальних приладів шляхом зовнішнього огляду і випробування під навантаженням. Виявлені несправності повинні бути негайно усунені.

Високонапірна магістраль складається з рукавів високого тиску з внутрішнім діаметром 16 мм. Кінці рукавів закладені в арматуру, що має кульові ніпелі з накидними гайками.

Для приєднання герметизатора на магістралі встановлюються крани - трійники.

Контроль тиску в високонапірній магістралі здійснюється за допомогою вузла контролю тиску, який включається між магістраллю і герметизатором. У корпус цього вузла ввернуть манометр на тиск 10 МПа, закритий кожухом. При необхідності скидання рідини може проводитися краном - трійником.

Установка повинна встановлюватися на горизонтальний поміст заввишки не менше 0,3 м для зручності обслуговування.

Послідовність ведення робіт:

1. Перевірити стан всіх вузлів установки, несправності усунути.
2. Перевірити мастиловказівником рівень масла в картері. Рівень масла повинен бути не вище ризки мастиловказівника і не нижче торця шупа при незакрученому шупі.
3. З'єднати рукавом штуцер насоса, що всмоктує (нижній) з насосом, що підживлює, що має номінальну подачу не менше 0,5 МПа.
4. Розтягнути високонапірну магістраль по штреку, підвісити до кріплення за допомогою дроту Φ 5-6 мм.
5. Підключити магістраль до верхнього штуцера насоса. Залишити кінець магістралі відкритим.
6. Включити насос короткочасно для випуску повітря до появи води з відкритого кінця магістралі.
7. Вимкнути насос.
8. Приєднати герметизатор.
9. Очистити свердловину від бурової дрібниці і вставити в неї герметизатор.
10. Включити установку.
11. Подача насоса регулюється автоматично за рахунок додаткових межклапанних ємностей.

В процесі буріння необхідно стежити за спрямованістю свердловин.

Перед герметизацією свердловини повинні бути ретельно очищені від бурової дрібниці

Кількість закачаної води, тиск і темп нагнітання контролюються лічильниками - витратомірами. При нагнітанні води за допомогою насосної установки її тиск і темп фіксуються через 10-15 хвилин після початку ведення робіт по нагнітання рідини.

У разі прориву води зі свердловини в сусідню свердловину або на забій нагнітання в дану свердловину припиняється, і насосну установку відключають.

Буріння свердловин буде вестися з двох штреків: 2 конвеєрного штреку південної панелі блоку 8 і 1 конвеєрного штреку південної панелі блоку 8 (вентиляційного штреку 5-ої лави південній панелі блоку 8) за допомогою верстата СБГ-1М. Згідно «Довідника» Засоби комплексного знепилювання гірничих підприємств »(С49, табл. 1.25) приймаємо діаметр свердловини 45 мм.

Відстань між першою свердловиною і площиною очисного забою

$$L_3 = T_6 * V_0 + 15$$

де: T_6 – тривалість буріння свердловини і нагнітання в неї рідини, доб

V_0 – середньодобове посування очисного вибою, м/доб

V_0 – м/доб

$$T_6 = T_{бур} + T_{наг} = 11,8 + 54 = 65,8 \text{ ч} = 2,74 \text{ сут.}$$

Тоді: $L_3 = T_6 \times V_0 + 15$, м;

$$L_3 = 2,74 \times 4,2 + 15 = 26,5 \text{ м.}$$

L_3 - приймається більше зони опорного тиску згідно «Керівництва по боротьбі з пилом у вугільних шахтах», с.30.

Ширина $L_3 = 60$ м.

Приймаємо $L_3 = 65$ м;

Для підвищення ефективності попереднього зволоження вугілля в масиві до води необхідно додавати робочий розчин ПП в концентрації 0,2%. Розчин додається за допомогою дозатора змочувача ДСУ-4М. Конструкція і принцип дії дозатора наведені в графічній частині проекту. Дозатор заповнюється робочим розчином ПП щозміни.

Техніка безпеки

1. Роботи по зволоженню на викидонебезпечних пластах повинні проводитися під контролем осіб вентиляційного нагляду, що стежать за пилогазовим режимом.
2. Нагнітання води в вугільний масив необхідно проводити строго відповідно до зазначених в паспорті параметрів.
3. До обслуговування установки допускаються тільки робітники, які пройшли спеціальне навчання.
4. У процесі нагнітання рідини робітники повинні контролювати тиск і витрату води.
5. Вода, що нагнітається в вугільний масив під максимальним тиском, не повинна проникати на забій між гідрозатвором і стінками шпуру.
6. Робочий, що виконує роботи по зволоженню, повинен мати робочу книжку (додаток 1), в яку кожен годину записує кількість поданої в свердловину рідини (показання витратоміра) і тиск нагнітання (показання манометра). У цій книжці фіксують всі зупинки насоса і випадки появи води у виробленні, з якої здійснюється зволоження.
7. На ділянці, силами якого проводяться роботи по нагнітання, повинна вестися «Книга контролю і обліку робіт по нагнітання води в пласт» (додаток 2).

8. Насосна установка повинна бути забезпечена запобіжним клапаном і манометром.
9. При виявленні несправностей в насосній установці, гідрозатвори та водопровідної арматури установка повинна бути негайно відключена.

10. Забороняється:

- 1) ремонтувати водопроводи, що знаходяться під тиском;
- 2) встановлювати гідрозатор в свердловину і витягувати його під тиском води;
- 3) перебувати проти гирла свердловин в процесі нагнітання води;
- 4) експлуатувати водопровід високого тиску при порушенні його герметичності;
- 5) виробництво ремонту і підтяжка різьбових з'єднань установки під час її роботи;
- 6) експлуатація насосної установки без запобіжних огорожень алюмінієвого корпусу насоса, муфти і ємностей. Рукава високого тиску, що з'єднують блоки клапанів насоса між собою, повинні бути закріплені в броню з крученого дроту і закріплені на рамі.

2.8.3. Комплекс заходів щодо попередження запилення гірничих виробок

Характеристика гірничотехнічних умов

| | | |
|--|-------|-------------------------|
| найменування пласта | _____ | d ₄ |
| потужність пласта, м | _____ | |
| загальна | _____ | 1,4 – 2,6 |
| та, що виймається | _____ | 2,04 |
| кут падіння пласта, град. | _____ | 2-5 |
| марка вугілля | _____ | к |
| середня щільність вугілля, т/м ³ | _____ | 1,57 |
| природний вміст вологи у вугіллі, % | _____ | 2,8 – 3,3 |
| група запиленості | _____ | III |
| система розробки | _____ | стовпова по простяганню |
| довжина очисного забою, м | _____ | 300 |
| тип виїмкового комбайна | _____ | РКУ-13 |
| схема роботи комбайна | _____ | човникова |
| кількість повітря, що проходить по забою, м ³ /хв | _____ | 1086 |
| добове навантаження на забій, т | _____ | 3500 |

Оцінка виїмкового комбайна за пиловим чинником

Згідно п.3.3. ГОСТ 11986-73 "Комбайни очисні вузькозахватні", питоме пиловиділення при роботі комбайнів з вмонтованими засобами пилоподавлення не повинно перевищувати 12 г на 1т вугілля, що видобувається. Питоме пиловиділення визначається за кількістю що утворюється при роботі комбайна і переходить у зважений стан пилу з розміром частинок менше 70 мкм і визначається за формулою:

$$q_n = q_{nl} * V * q_k$$

де $q_{пл} = 143.64$ г/т – питоме пиловиділення пласта d_4 ;
 $V = 2.5$ м/сек, швидкість повітря в очисному забої (згідно розрахунку кількості повітря);

q_k - показник, що враховує вплив конструктивних параметрів комбайна на утворення пилу.

Визначається за формулою:

$$q_k = 16.7 * K_m * K_n$$

де K_m – показник наведеного ступеня подрібнення вугілля для виїмкового комбайна РКУ-13, який залежить від типу різального інструменту і продуктивності комбайна.

$K_m = 0,051$ – згідно таблиці 3 [33];

K_n – показник, що враховує зміну питомої пиловиділення в залежності від компонування комбайна і потужності пласта, що виймається

$K_n = 1,1$ – по таблиці 5, с.19 [33];

Значення:

$$q_k = 16.7 * 0.051 * 1.1 = 0.94$$

$$q_n = 143.64 * 2.5 * 0.94 = 337.6 \text{ г/т}$$

За граничним значенням питомого пиловиділення (12 г / т відповідно ГОСТу 11986-73) визначаємо необхідну величину ефективності пилоподавлення (У відсотках), які повинні бути передбачені на виїмковій ділянці:

$$E = 100 * \left(1 - \frac{12}{q_n} \right) = 100 * \left(1 - \frac{12}{337.6} \right) = 96 \%$$

Вибір комплексу заходів щодо боротьби з пилом

Для забезпечення ефективності боротьби з пилом згідно «Керівництва по боротьбі з пилом у вугільних шахтах» повинен бути прийнятий комплекс заходів по боротьбі з пилом, що включає попереднє зволоження гірського масиву і зрошення підвищеної ефективності (з подачею води в зону різання) - т.2, с.13 .

Згідно з даними таблиці 6 ефективність обраного заходу складе 0,92.

Питоме пиловиділення з застосуванням заходів складе:

$$q = \frac{q_{nk} (100 - E_{заг})}{100} = \frac{143.64 (100 - 92)}{100} = 11.5 \text{ г/т} < 12 \text{ г/т}$$

Залишкова запиленість повітря в 5-8 м вище комбайна розраховується за формулою:

$$C_{зал} = \frac{1000 * 2q_{пл} * q_k * P}{Q_{л}} * K_v * K_c * K_d ; \text{ мг/куб.м}$$

де $q_{пл}$ – питоме пиловиділення пласта, г/т; q_k – показник, що враховує вплив конструктивних параметрів комбайна, що виймаються на утворення і виділення пилу; P – продуктивність комбайна, т/хв; $P = 4.26$ т/хв; $Q_{л}$ – витрата повітря через лаву, м³/хв; $Q_{л} = 683$ м³/хв; K_v – коефіцієнт, що враховує вплив швидкості руху вентиляційного струменя в очисному забої (приймаємо за графіком, що представлений на мал.7, с.22) $K_v = 1.8$; K_c – коефіцієнт, що враховує ефективність комплексу знепилюючих заходів в очисному забої; $K_c = 1 - 0.96 = 0.04$; K_d –

коефіцієнт, що враховує верхню межу крупності пилу (приймається за графіком, що представлений на мал.8 на стор.22, в залежності від крупності пилу).

Максимальний розмір часток пилу що витають в повітрі визначається за формулою:

$$d_{max} = \sqrt{\frac{9 \times h \times V \times N}{Y_y \times L}} \text{ мкм};$$

де h = потужність пласта, що виймається, м; h = 2,02 м; V – 2,9 м/сек; N – в'язкість пилоповітряного потоку, $N = 1.7 \times 10^{-6}$ кгс с/м²; Y_y – щільність вугілля, кг/м³; Y_y – 1340 кг/м³; L – відстань від комбайна L = 8,0 м;

$$d_{max} = \sqrt{\frac{9 \times 2,02 \times 2,9 \times 1.7 \times 10^{-6}}{1340 \times 8}} = 91 \text{ мкм};$$

Тоді за графіком мал.8 с.22 $K_d = 1,3$ [33]

$$C_{ост} = \frac{1000 \times 2 \times 143.64 \times 0.94 \times 1,3}{683} \times 1,8 \times 0.04 \times 1,3 = 158 \text{ мг/куб.м}$$

Згідно вимог ПБ, при запиленості повітря більше 10 мг / м³ всі робочі лави і робочі, які працюють на конвеєрному штреку, при роботі комбайна повинні здійснювати роботи в респіраторах.

Зрошення при роботі виїмкової комбайна

Система пилоподавлення комбайна РКУ 13 включає зрошувальну насосну установку 1АЦНС 13-350, забійний водовід ВЗН-32, зрошувальний пристрій комбайна.

Насосна установка 1АЦНС13-350 складається з насосного агрегату і штрекового фільтра. Насосна установка розміщується на спеціальному візку в складі енергопоїзда.

Всмоктуючий трубопровід насосної установки приєднується до протипожежно - зрошувального трубопроводу. Тиск на вході в насосну установку на повинен перевищувати 1,5 МПа. Від протипожежно - зрошувального трубопроводу вода надходить в штрековий відцентровий фільтр, де очищається від механічних домішок розміром більше 0,5 мм, а потім, в відцентровий насос, що розвиває напір до 3,5 МПа.

Технічні дані штрекового обладнання наведені в таблиці 2.8.2.

Таблиця 2.8.2 - Технічні дані штрекового обладнання

| Номер | Найменування показників | Норма |
|-------------------------------|---|-------|
| Насосна установка 1АЦНС13-350 | | |
| 1 | Подача, л / хв | 210 |
| 2 | Напір, МПа | 3,5 |
| 3 | Число оборотів насоса, об / хв | 3000 |
| 4 | Потужність електродвигуна, кВт | 37 |
| Штрековий фільтр ФШ | | |
| 1 | Пропускна здатність, л / хв | 210 |
| 2 | Робочий тиск, МПа | 4,0 |
| 3 | Тонкість фільтрації, мм | 0,5 |
| 4 | Маса насосної установки 1АЦНС13-350, кг | 1100 |

Подача води в систему охолодження і пилоподавлення комбайна здійснюється по забійному водоводу ВЗН-32, технічні дані якого наведені в таблиці. Забійний водовід складається з рукавів діаметром 32 мм і довжиною 20 м з сполучної арматурою на кінцях. Рукава з'єднуються між собою за допомогою адаптерів.

Таблиця 2.8.3 - Технічні дані забійного водоводу ВЗН-32

| № 3/п | Найменування показників | Норма |
|--|-------------------------------------|-------|
| Відвід забійний ВЗН-32 ТУ 12.44.942-80 | | |
| 1 | Внутрішній діаметр рукава, мм | 32 |
| 2 | Зовнішній діаметр рукава, мм | 51 |
| 3 | Зовнішній діаметр по закладенню, мм | 59 |
| 4 | Довжина відрізка рукава, м | 20 |
| 5 | Робочий тиск, МПа | 4,0 |
| 6 | Довжина водоводу забійного, м | 240 |

Забійний водовід ВЗН-32 підвішується в штреку від насосної установки до забійного конвеєра, потім укладається в стаціонарному жолобі навісного обладнання забійного конвеєра до початку тракового кабелеукладача в середині лави, і далі по кабелеукладачу до введення комбайна.

Забороняється робота комбайна без насосної установки 1АЦНС13-350 і забійного водоводу ВЗН-32.

Зрошувальний пристрій комбайна включає наступні основні вузли: кран - фільтр комбайновий, перехідники, пристрій контролю засобів пилоподавлення, розведення трубопроводів по комбайну.

Від забійного водоводу вода під тиском надходить до крана фільтра комбайнового, який закріплений на корпусі правого основного редуктора.

З крана - фільтра комбайнового вода через трубопровід потрапляє в перехідник де ділиться на два потоки. Один з потоків по трубопроводу надходить в систему охолодження гідровставки, а другий - в систему охолодження електродвигуна. Вода, що пройшла через електродвигун, в свою чергу поділяється на дві частини.

Потік води з системи охолодження гідровставки надходить в галузі зрошення, а вода подається по системі трубопроводів через вузол підвода з ущільненнями до форсунок, що встановлені на шнеку.

Витрата води, що використовується для зрошення на комбайні РКУ-13:

$$Q = P_k * q_2 = 4,26 * 30 = 127,8 \text{ л/хв},$$

що задовольняє продуктивності насосної установки.

де: P_k – продуктивність комбайна, т/хв; q_2 – питома витрата води, л/т

На комбайні для придушення пилу в зоні різання безпосередньо на шнеках встановлені форсунки КФ-3.0.000. в кількості 28 штук.

Добова витрата води на зрошення складе:

$$Q_{доб} = A * q_2 = 3000 * 30 = 90000 \text{ л} = 90 \text{ м}^3/\text{доб}$$

де: A – добовий видобуток вугілля із забою, т;

q_2 – питома витрата води на зрошення, л/т

Для підвищення ефективності боротьби з пилом при роботі очисного комбайна до води додається змочувач ПП в концентрації 0.2%. При витраті води 90 м³ / добу витрата робочого розчину складе 180 літрів на добу. Ефективність зниження пилоподавлення при зазначеному способі пилопригнічення складе не менше 85%.

Подавлення пилу при виїмці вугілля в нішах

Перед завантаженням відбитої за допомогою відбійних молотків гірської маси повинно проводитися її зрошення ручним зрошувачем, який приєднують до забійного водопроводу за допомогою напірного рукава довжиною 10-20 м з внутрішнім діаметром 16мм. Питома витрата води на зрошення при навантаженні гірської маси становить 50л / м³ Зрошення при ручному навантаженні вугілля в нішах:

$$Q_{\text{доба}} = A_2 * q_4 = 22,1 * 50 = 1105 \text{ л/доб (1,1 м}^3\text{/доб)}, \text{де:}$$

$A_2 = 2,6 * 2,02 * 4,2 = 22,1 \text{ м}^3$ – обсяг гірської маси з ніш, що виймаються за допомогою відбійних молотків (2,6м - сумарна довжина ніш, 2,02м - потужність пласта, 4,2 м - добове посування очисного забою); $q_4 = 50 \text{ л/м}^3$ – витрата води на зрошення 1 м³ гірської маси.

Періодичність зрошення визначають дослідами шляхом в залежності від обсягу вугілля, що занурюється і інтенсивності пилоутворення.

Обезпилювання вентиляційного струменя, що виходить з очисного вибою

Застосування зволоження вугілля в масиві і зрошення при роботі комбайна дозволить забезпечити достатню запиленість повітря на рівні:

$$C = ((1000 * q_{\text{пл}} * v * 16,7 * K_m * K_n * P_k) / w) * K_d * K_c * K_v = ((1000 * 143,64 * 2,9 * 16,7 * 0,051 * 1,1 * 4,26 / 683) * 1,3 * 0,04 * 1,8 = 227,8 \text{ мг/м}^3$$

де: $q_{\text{пл}}$ – питома пилотворення шахтопласта d_4 ; P_k – продуктивність комбайна, т/хв; w – кількість повітря, що проходить по забою м³/хв; K_m – показник наведеного ступеня подрібнення; K_n – показник, що враховує зміну питомого пилотворення в залежності від компонування комбайна, K_d – коеф., що враховує верхню межу крупності пилу; K_c – коеф., що враховує наявність знепилюючих заходів; K_v – коеф., що враховує вплив швидкості руху повітря в очисному забої.

Для знепилювання вентиляційного струменя і зниження пилотворення на 1 конвеєрному штреку південної панелі блоку 8 (вентиляційному штреку 5-ої лави південній панелі блоку 8) в 10-20 м від виходу з очисного вибою встановлена туманоутворююча завіса. Туманоутворююча завіса повинна працювати протягом всього часу роботи комбайна. Витрата води завісою складе:

$$Q_3 = w * q_3 = 683 * 0,1 = 68,3 \text{ л/хв}$$

де: w – кількість повітря, що проходить через очисний вибий і туманоутворюючу завісу, м³/хв.

q_3 - питома витрата води для очищення повітря від пилу, 0.1л/м³ повітря.

Згідно «Інструкції з комплексного знепилювання повітря» с.387, п.6.5 на кожні 500 м³/хв повітря, що проходить встановлюється по одній завісі. Тоді в

даному випадку необхідна установка двох туманоутворюючих завіс, відстань між якими має бути 3 - 5 м.

Тиск води у зрошувачів, які створили водяну завісу, має становити не менше 1.2 МПа. Харчування туманоутворюючої завіси здійснюється від протипожежно-зрошувального трубопроводу. Добову витрату води туманоутворюючої завіси визначаємо з виразу:

$$Q_{доб} = Q_3 * T = 68,3 * 704 = 48083 \text{ л/доб} = 48,1 \text{ м}^3/\text{доб}$$

де: Q_3 – витрата води в одиницю часу, л/хв.

T - тривалість роботи завіси в добу, хв.

Тривалість роботи завіси дорівнює тривалості роботи комбайна на добу, яку можна визначити за формулою:

$$T = A / P_k = 3500 / 4,26 = 704 \text{ хв}$$

де: A – добовий видобуток з очисного забою, т.

P_k – продуктивність комбайна, т/хв.

Обезпилення на вантажному пункті очисного забою.

Транспортування вугілля проводиться за наступним транспортним ланцюжком: з забійного конвеєра СПЦ-230.03.07 на підлавне обладнання СПЦ-230.25 і з підлавного обладнання на стрічкові конвеєри 2ЛТ-100 №1 і 2ЛТ-100 №2 і в бункер.

Придушення пилу, що утворюється в місцях пересипу вугілля з забійного конвеєра СПЦ-230.03.07 на транспортний ланцюжок конвеєрного штреку здійснюється за допомогою конусних форсунок типу КФ 3.3-40 з кутом розчину факела 40 град при тиску води близько 1,2 МПа.

Згідно з технологічною схемою П-8 питома витрата води має становити 5 л / т. Так як продуктивність комбайна РКУ-13 становить 4,26 т / хв, то загальна витрата води на знепилювання в зоні вивантаження вугілля із забою повинна залишати

$$5 \text{ л/т} * 4,26 \text{ т/хв} = 21,3 \text{ л/хв.}$$

Для високонапірного зрошування використовуються конусні форсунки типу КФ-3,3-40. При тиску води 1,2 МПа продуктивність зрошувача складе 17.4 л / хв. Для забезпечення необхідної витрати необхідно на вантажному пункті встановити два зрошувача типу КФ-3.3-40.

Добова витрата води для зрошення на вантажному пункті складе:

$$Q_{доб} = A * q * n = 3500 * 5 * 8 = 120000 \text{ л/доб} = 120 \text{ м}^3/\text{доб}$$

де A – добовий видобуток вугілля із забою, т; q - питома витрата води, л/т.

n – кількість вантажних пунктів.

Для підвищення ефективності боротьби з пилом при роботі зрошувачів на вантажному пункті лави в воду додається робочий розчин ПП в концентрації 0.2%. При добовій витраті води на зрошення 120 м³ / добу витрата змочувача складе 60 літрів на добу.

Всі пересипи по конвеєрній виробці повинні бути окожушені.

2.8.4 Протипожежний захист

Для боротьби з пожежами в шахті передбачається прокладка протипожежно-зрошувальних трубопроводів на стійці кріплення на висоті 0,4-0,8 м від трапів з боку проходу людей. Джерело протипожежного водопостачання на поверхні служить груповий водопровід шахти.

Схема протипожежного захисту ділянки наведена на малюнку 2.8.1.

Розрахунок параметрів водяних заслонів 5 лави південної панелі блоку 8

Витрата води на водяній заслін:

$$Q = 1,1 \cdot q_0 \cdot S_{ce}, \text{ л}$$

де: S_{ce} – площа поперечного перерізу виробки в простві в місці встановлення заслону, м^2 ; $q_0 = 400 \text{ л/м}^2$ питома витрата води на 1 м^2 площі поперечного перерізу виробки.

$$Q = 1,1 \cdot 400 \cdot 10,6 = 4664 \text{ л.}$$

Необхідна кількість судин для заслону при місткості однієї судини $Q_c = 40 \text{ л}$.

$$N = 4664/40 = 116,6 \text{ шт.}$$

Приймаємо 117 судин.

Кількість полків з судинами в заслоні при місткості трьох судин на одному полку:

$$m = 117/3 = 40 \text{ рядків.}$$

Довжина заслону:

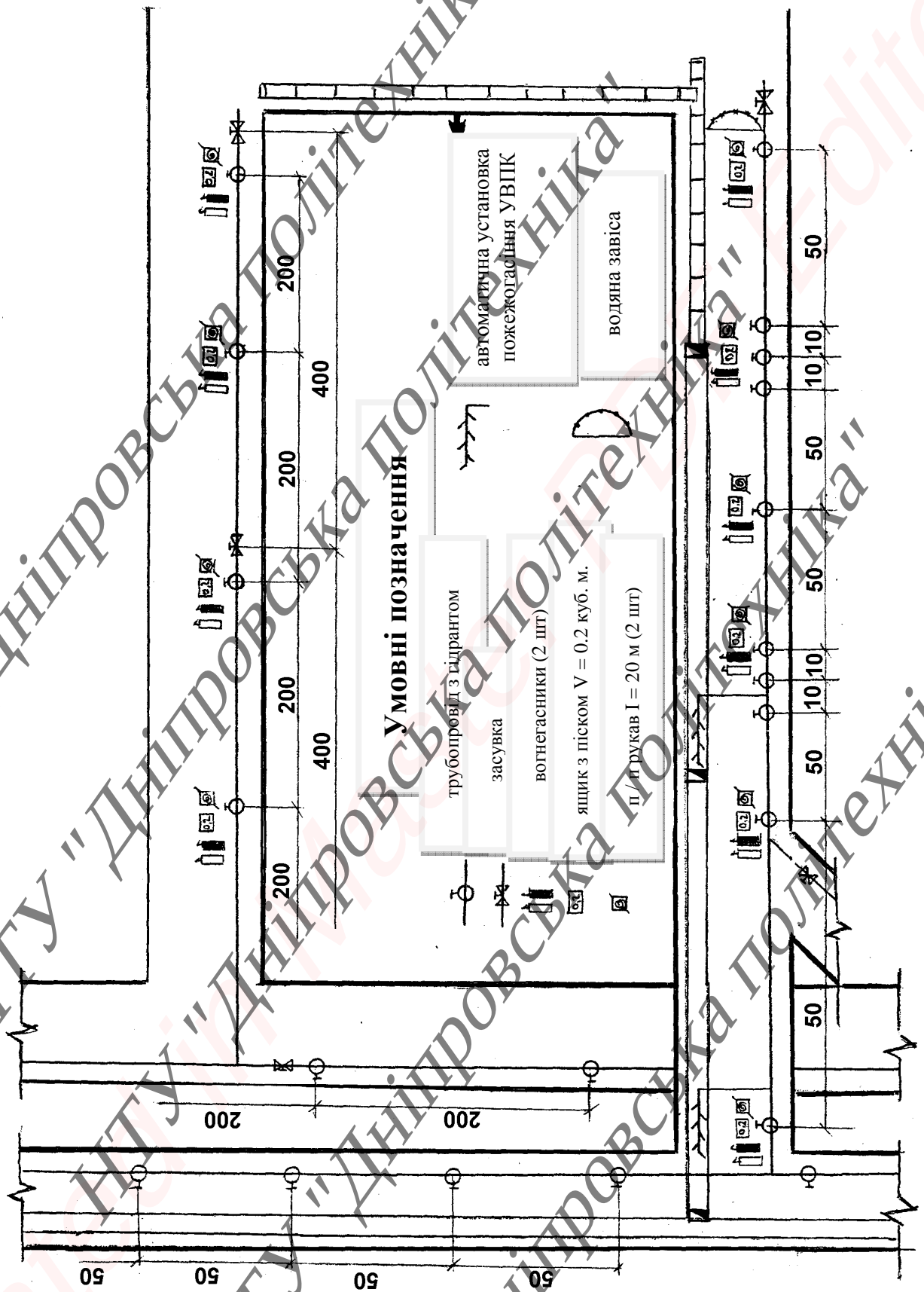
$$L_3 = (a + b) \cdot m - b$$

де: $a = 0,37 \text{ м}$ – ширина судини, $b = 0,5 \text{ м}$ – відстань між судинами;

$$L_3 = (0,37 + 0,5) \cdot 40 - 0,5 = 34,3 \text{ м.}$$

Згідно ПБ довжина заслону повинна бути не менше 30 м, умова дотримується.

Товщина полку - 50 мм, товщина поздовжнього прогону - 40 мм, відстань між покрівлею і верхньою кромкою посудини повинна бути не менше 100 мм і не більше 600 мм. Судини заповнюються водою від протипожежного трубопроводу і в міру її випаровування періодично доливаються.



Мал. 2.8.1 - Схема протипожежного захисту виїмкової ділянки 5 лави південної панелі блоку 8

2.8.5. Заходи з безпеки робіт

Вибір комплексу заходів щодо боротьби з пилом проводиться виходячи з здатності пилоутворення шахтопластів, типів машин, швидкості руху повітря, системи і параметрів водопостачання ділянки.

Питоме пиловиділення при роботі комбайна q_n (г/т) визначається:

$$q_n = q_{nl} \cdot v \cdot k_k,$$

де: $q_{nl} = 45$ г/т – питоме пиловиділення шахтопласта; $v = 2,0$ м/с в очисному забої; $v = 0,8$ м/с в підготовчому забої; k_k - коефіцієнт, що враховує вплив конструктивних параметрів комбайна на виділення пилу ($k_k = 0,33$ – для комбайна П-110; $k_k = 0,4$ – для комбайна РКУ-13).

$$q_{n,оч} = 45 \cdot 2 \cdot 0,4 = 36 \text{ г/т};$$

$$q_{n,подг} = 25 \cdot 0,8 \cdot 0,33 = 6,6 \text{ г/т};$$

Заходи по боротьбі з пилом:

в очисних вибоях - пневмогідрозрошення (ПГЗ), застосування пневмоздушних ежекторів;

в підготовчих виробках - пневмогідрозрошення (ПГЗ), типове зрошення із зовнішнім розташуванням зрошувачів.

Залишкова запиленість повітря в очисному забої визначається:

$$C_{оч} = \frac{1000 \cdot q_{n,оч} \cdot P_{оч} \cdot k_v \cdot k_c}{Q_{оч}},$$

де: $P_{оч}$ - продуктивність комбайна, т/хв; $Q_{оч}$ - витрата повітря через лаву, м³/хв; k_v - коеф., що враховує вплив швидкості руху повітря; k_c - коеф., що враховує ефективність комплексу знепилювання:

$$k_c = (1 - \varepsilon_1)(1 - \varepsilon_2) \dots (1 - \varepsilon_n),$$

$$k_c = (1 - 0,8)(1 - 0,9) = 0,02.$$

$$C_{оч} = \frac{1000 \cdot 36 \cdot 1,5 \cdot 1,15 \cdot 0,02}{336} = 3,6 \text{ мг/м}^3.$$

Залишкова запиленість повітря в підготовчій виробці визначається за формулою:

$$C_{оч} = \frac{1000 \cdot q_{n,n} \cdot P_n \cdot k_v \cdot k_c}{Q_n},$$

де: P_n - продуктивність комбайна, т/хв; Q_n - витрата повітря через лаву, м³/хв; k_v - коеф., що враховує вплив швидкості руху повітря; k_c - коеф., що враховує ефективність комплексу знепилювання:

$$k_c = (1 - \varepsilon_1)(1 - \varepsilon_2) \dots (1 - \varepsilon_n),$$

$$k_c = (1 - 0,7)(1 - 0,9) = 0,03.$$

$$C_{оч} = \frac{1000 \cdot 6,6 \cdot 2,5 \cdot 1,8 \cdot 0,03}{492} = 1,09 \text{ мг/м}^3.$$

Добовий обсяг пилоподавлення зрошенням в очисному забої:

$$Q_{\text{сум}} = 10^{-3} \cdot k \sum V \cdot q,$$

де: k - коеф., що враховує витоку води; V - добовий обсяг робіт, т/доб; q - питома витрата води;

$$Q_{\text{сум}} = 10^{-3} \cdot 1,1 \cdot 2500 \cdot 20 = 45,4 \text{ м}^3 / \text{доб.}$$

Витрата води водяною завісою за добу за формулою:

$$Q_{\text{з.сум}} = 10^{-3} Q_6 q_3 T,$$

де: Q_6 - витрата повітря в місці установки завіси, м³/хв; q_3 - питома витрата води для завіси, м³/хв; T - тривалість роботи завіси в добу, хв.

$$T = A / P_k,$$

де: A - добове навантаження на очисний вибій, т/доб; P_k - продуктивність комбайна, т/хв.

$$T = 2500 / 2,5 = 1000 \text{ хв.}$$

$$Q_{\text{з.сум}} = 10^{-3} \cdot 2500 \cdot 0,05 \cdot 1000 = 120 \text{ м}^3 / \text{доб.}$$

Необхідна кількість форсунок за формулою:

$$n = \frac{Q}{3,13 a \sqrt{P}},$$

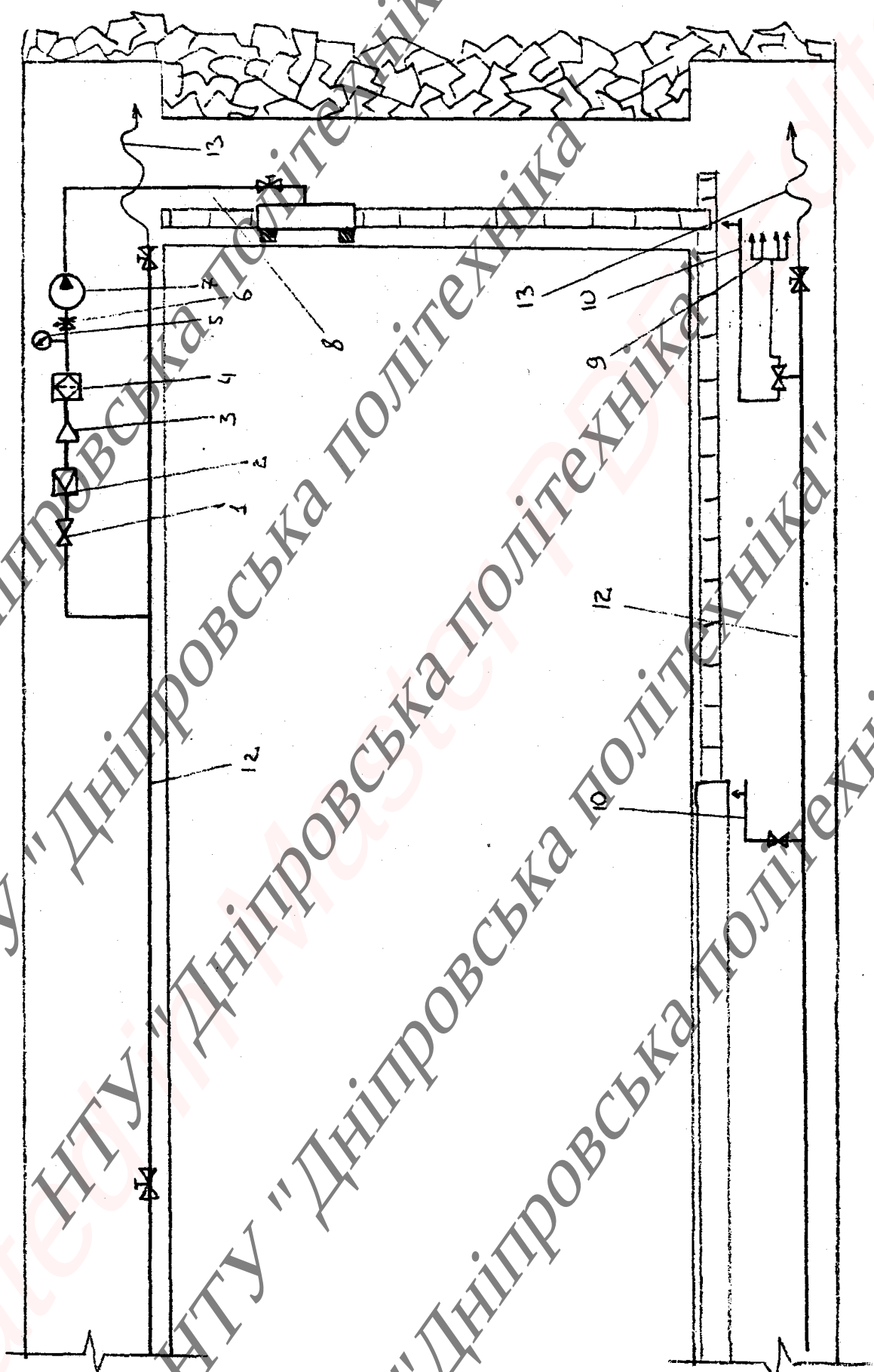
де: Q - витрата води для зрошення, л/хв; a - коеф. витрати води у форсунках; P - тиск води в форсунках, МПа.

$$n = \frac{120}{3,13 \cdot 1,6 \sqrt{2}} = 15,4.$$

Приймаємо 16 форсунок типу КФ1,6-75.

Таблиця 2.8.4 - Обладнання для пилоподавлення

| Обладнання | Тип, ГОСТ | Од. вим. | К-ть |
|------------------------------|---------------|----------|------|
| 1. Вентиль фланцевий | ЕКВ-10 | шт. | 1 |
| 2. Клапан редукційний | КРШ | шт. | 1 |
| 3. Перехідник | | шт. | 1 |
| 4. Фільтр штрековий | ФШЦ | шт. | 1 |
| 5. Манометр | МГ | шт. | 3 |
| 6. Вентиль електромагнітний | ВЭГ-3М | шт. | 1 |
| 7. Насосна установка | НУМС-30 | шт. | 1 |
| 8. Водопровід забійний | ВЗН-32 | шт. | 1 |
| 9. Водяна завіса | ВЗ-1 | шт. | 1 |
| 10. Форсунка на пересічі | КФ-5,0-75 | шт. | 2 |
| 11. Кран триходовий муфтовий | КТН-25 | шт. | 3 |
| 12. Водопровідний став | Ø 150 мм | | |
| 13. Рукав напірний | ГОСТ 10362-76 | м | 50 |



Мал. 2.8.2 - Технологічна схема пилоподавлення зрошенням

Визначимо періодичність нанесення змочувально-зв'язуючих складів на ділянці штреку з вихідним струменем, що примикає до лави, протяжністю 50 м:

$$T_n = \frac{K \cdot K_{CH_4} \cdot \delta_{омл}}{P_t} = \frac{5 \cdot 0,5 \cdot 35}{75} = 1,17(\text{сут})$$

де K - коефіцієнт, що характеризує тривалість захисної дії способу попередження вибуху вугільного пилю; K_{CH_4} - коефіцієнт, що враховує вплив вмісту метану в атмосфері виробки; P_t - інтенсивність пиловідкладення, $г/(м^3 \cdot \text{доб})$.

Визначимо періодичність нанесення змочувально-зв'язуючих складів на ділянці штреку з вихідним струменем, на наступних 150 м.

$$T_n = \frac{3,5 \cdot 5 \cdot 0,5 \cdot 35}{75} = 4,1(\text{сут})$$

Визначимо періодичність обмивки на ділянці штреку, що залишилась з вихідним струменем по формулі:

$$T_n = \frac{1 \cdot 0,5 \cdot 35}{1,2} = 14,6(\text{сут})$$

Боротьба з раптовими викидами

Пласт d_4 шахти "Червоноармійська - Західна №1" відноситься до загрозливих.

Відпрацювання лави здійснюється із застосуванням поточного прогнозу викидонебезпечності і контролю ефективності противикидних заходів.

Застосовується наступне обладнання:

- газові витратоміри ПГ-2МА;
- газові затвори ЗГ-1;
- які вимірюють міцність ПК-1.

Розрахунок часу виходу людей з найбільш віддаленої точки 5 лави південної панелі блоку 8 на свіжий струмінь при аварії

Маршрут руху людей з аварійної ділянки складе:

- 5 конвеєрний штрек південній панелі блоку 8;
- 2 лава південної панелі блоку 8;
- 1 конвеєрний штрек південній панелі блоку 8.

Час руху людей складе:

$$T_{\text{обиц}} = T_1 + T_2 + T_3; \text{ минут}$$

де: T_1 - час руху по 5 конвеєрному штреку південної панелі блоку 8;

T_2 - час руху по 2 лаві південної панелі блоку 8;

T_3 - час руху по 1 конвеєрному штреку південної панелі блоку 8;

Час руху по 6 конв. штреку південної панелі блоку 8 становить:

$$T_1 = \frac{l}{v}; \text{ минут}$$

де: l - довжина гірничої виробки, метрів;

v - швидкість руху людей по гірничих виробках, що становить 60 метрів в хвилину;

$$T_1 = \frac{1370}{60} = 23 \text{ минуты}$$

Час руху по 5 лаві південній панелі блоку 8 становить:

$$T_2 = \frac{l}{v}; \text{ минут}$$

де: l – довжина гірничої виробки, метрів;
 v – швидкість руху людей по гірничих виробках, що становить 40 метрів в хвилину;

$$T_2 = \frac{260}{40} = 7 \text{ минут}$$

Час руху по 5 конв. штреку південної панелі блоку 8 становить:

$$T_3 = \frac{l}{v}; \text{ минут}$$

де: l – довжина гірничої виробки, метрів;
 v – швидкість руху людей по гірничих виробках, що становить 60 метрів в хвилину;

$$T_3 = \frac{1280}{60} = 22 \text{ минут}$$

Загальний час виходу людей по найбільш віддаленому маршруту руху через 5 лаву південної панелі блоку 8 складе:

$$T_{\text{оби}} = 23 + 7 + 22 = 52 \text{ минут}$$

Для забезпечення безпечного виведення людей з найбільш віддаленої точки 5 лави південної панелі блоку 8 встановлений пункт перемикання в резервні саморятівники на 6 конвеєрному штреку південної панелі блоку 8 в 20 метрах від сполучення з 5 лавою південної панелі блоку 8.

2.9 Заходи з охорони навколишнього середовища

2.9.1 Екологічна оцінка проектних рішень

Основними шкодоносіями на гірничодобувному підприємстві, що впливають на навколишнє середовище є: побутові, шахтні стоки, викиди пилу і газу в атмосферу.

Подальший розвиток гірських робіт надає наступний вплив на навколишнє середовище:

1. Зміна рельєфу місцевості, гірничо-геологічної структури гірського масиву, пошкодження будівельних об'єктів та інженерних споруд.
2. Зміна рівня підземних вод і напрямки їх руху, а також гідрографічної мережі: погіршення якості вод неглибоко залягаючих водоносних горизонтів.
3. Зміна складу і властивостей атмосферного повітря, вод (підкислення, забруднення), збільшення токсичних елементів, випадання кислотних дощів.
4. Збільшення запиленості повітря, збільшення вмісту CO_2 в повітрі.

Проектом передбачаються наступні заходи з охорони навколишнього

середовища:

1. Застосування технологічної схеми повторного використання підготовчих виробок, для того, щоб зменшити вивезення породи від проведення виробок, що призведе до зменшення відвалів на поверхні.
2. Удосконалення технології зі спалювання палива, зменшення вмісту сірки у вугіллі.
3. Зниження забрудненості шахтних вод: своєчасне очищення канавок, водозбірників.
4. Зниження інфільтрації стічних вод з відвалоутворення.

2.9.2 Заходи з охорони навколишнього середовища

Проектом передбачається найбільш повне вилучення корисних копалин, що містяться та знаходяться в надрах і комплексне їх використання.

Раціональне використання і охорона надр включають цілі не пов'язані з видобутком мінеральної сировини:

- охорона ділянок надр при зведенні підземних інженерних споруд для захоронення шкідливих відходів виробництва, охорона ділянок надр, що становлять особливу наукову і культурну цінність;

- охорона родовищ корисних копалин від всілякої шкоди, забудови, затоплення водосховищами при будівництві до проектування гірничодобувних підприємств.

Проектом передбачається будівництво наступних систем каналізації:

- побутовий;
- виробничо-дощовий;
- шахтного водовідливу.

Побутові стоки від проєктованих споруд основного проммайданчика, майданчика повітроподавального стовбура №1 і ст. Вдала перекачуються в центральну насосну станцію перекачки, а потім на очисні споруди м. Димитрова. Виробничі та дощові стоки прямують в ставок-відстійник шахтних вод, де відбувається випадання зважених часток. Освітлена вода надходить в основний ставок, потім на доочистку. При тимчасовому відстої води > 8 годин, ступінь очищення стоків в ставку-відстійнику від зважених речовин становить 99,5%, від нафтопродуктів - 99,1%.

Відповідно до технічних умов очисні споруди розширюються з 40000 м³/доб до 80000 м³/доб. Доочищення стічних вод передбачається за рекомендацією МДК і СІ склойорш.

Проектом прийнята біологічна очистка стічних вод продуктивністю 50000 м³/доб.

3 ПРОЕКТ УДОСКОНАЛЕННЯ ГАЗОТРАНСПОРТНОЇ СИСТЕМИ В УМОВАХ ІНТЕНСИФІКАЦІЇ ГІРНИЧИХ РОБІТ

3.1 Проект системи дегазації шахти Обладнання для здійснення дегазації

Для дегазації шахти застосовують водокільцеві вакуум-насоси ВВН2-150, технічна характеристика яких приведена в табл. 3.1.

В якості приводу вакуум-насосів дегазаційних установок застосовуються, електродвигуни у вибухобезпечному виконанні. Електродвигун повинен володіти запасом потужності, що становить приблизно 20-30% потужності, споживаної вакуум-насосом при його номінальній продуктивності. Електродвигун обладнується пристроєм для автоматичного відключення при аварійному перевантаженні.

Таблиця 3.1 - Технічна характеристика ВВН2-150

| Тип вакуум-насоса | Номінальна продуктивність, м ³ / хв | Максимальний вакуум, % | Потужність електродвигуни, кВт | Швидкість обертання, об/хв | Розміри, мм | Вага, кг | Завод - виробник |
|-------------------|--|------------------------|--------------------------------|----------------------------|----------------|----------|-------------------------|
| ВВН2-150 | 150 | 85 | 250 | 985 | 2665x2180x2095 | 9490 | Сумській насосний завод |

Електрична пускова і захисна апаратура вакуум-насосних станцій вибирається і експлуатується відповідно до діючих інструктивних документів («Правила улаштування електроустановок», «Правила безпеки в газовому господарстві», «Технічні умови на монтажі приладів і засобів автоматизації» і ін.).

Вакуум-насосна станція обладнується трансформаторною підстанцією з двома трансформаторами.

Запірна і регулююча арматура, застосовувана на вакуум-насосних станціях, призначена для подачі газу споживачеві або для його відключення, для регулювання кількості витягується і подається для використання газу, його тиску і напрямку руху. Газова арматура, її сполучні частини і газопроводи розраховуються на умовний тиск, яке встановлюється в залежності від робочого тиску.

Для забезпечення ефективної і безпечної роботи вакуум-насосні станції обладнуються комплектом контрольно-вимірювальної і захисної апаратури. Для вимірювання витрати газової суміші, що вилучається дегазаційною установкою, застосовуються витратоміри кільцевого типу ДК.

Для контролю концентрації метану в газі, що відсмоктується і забезпечення випереджаючого захисту застосовуються стаціонарні газоаналізатори АМТ-3.

Крім того, вакуум-насосна станція обладнується допоміжними пристроями для газоаналізатора (блоки контролю і регулювання витрати і чистоти газової суміші, зниження вмісту вологи, очищення від корозії, фільтри; холодильник; електронні, що показують і самописні прилади), манометрами і вакуумметрами, термометрами, переносними вимірювачами концентрації і витрати метану і іншим допоміжним обладнанням і приладами.

Всі дегазаційні свердловини з концентрацією вище 25% залишаються підключеними до дегазаційного трубопроводу для подальшої роботи в частини, що не підтримується вентиляційного штреку. Запірна арматура, на трубопроводі, що залишає за лавою, знімається, а підключення дегазаційних свердловин проводиться безпосередньо до дегазаційного трубопроводу.

Бурове обладнання та інструмент, прилади та матеріали для буріння дегазаційних свердловин агрегатом СБГ-1М представлено в табл. 3.2.

Таблиця 3.2 - Матеріали та обладнання для буріння дегазаційних свердловин

| № | Найменування | Од. вим. | Розмір марка | Кількість |
|----|---------------------------------|----------|--------------|-----------|
| 1 | Верстат СБГ-1М в комплекті | шт | СБГ-1М | 1 |
| 2 | Насос НБЗ-120/40 зі шлангами | шт | НБЗ-120/40 | 1 |
| 3 | Бурові штанги (комплект) | м | Ø 50 мм | 64м |
| 4 | Труба обсадна на 1 свердловину | п.м. | 89 | 10 |
| 5 | Долото на 1 свердловину | шт | КЦА -76, 93 | 2 |
| 6 | Ключі штагові | шт | Ø 50 | 2 |
| 7 | Ключі трубні | шт | Ø 73, 89 | 2 |
| 8 | Ключі трубні | шт | Ø 89, 108 | 2 |
| 9 | Ключ торцевий на головку | шт | Ø 32,36 | 1 |
| 10 | Ключ на конус | шт | Ø 22 | 1 |
| 11 | Ключі різні (набір) | шт | | 10 |
| 12 | Патрубок на ручки, трубні ключі | шт | 1,5 | 1 |
| 13 | Ніпель для штанг | шт | Ø 50 мм | 70 |
| 14 | Сальникова набивка | кг | | 5 |
| 15 | Вогнетасники до обладнання | шт | ОП-10 | 2 |
| 16 | Сальник промивний | шт | | 1 |
| 17 | Дзвін правий | шт | Ø 50 | 1 |
| 18 | Трос сталевий | м | Ø 12 – 15 | 25 |

Заходи по збільшенню концентрації метану в метано-повітряній суміші

Герметизація гирла свердловин проводиться цементним розчином або герметизаторами ГДПМ з додатковою обробкою гирла монтажною піною.

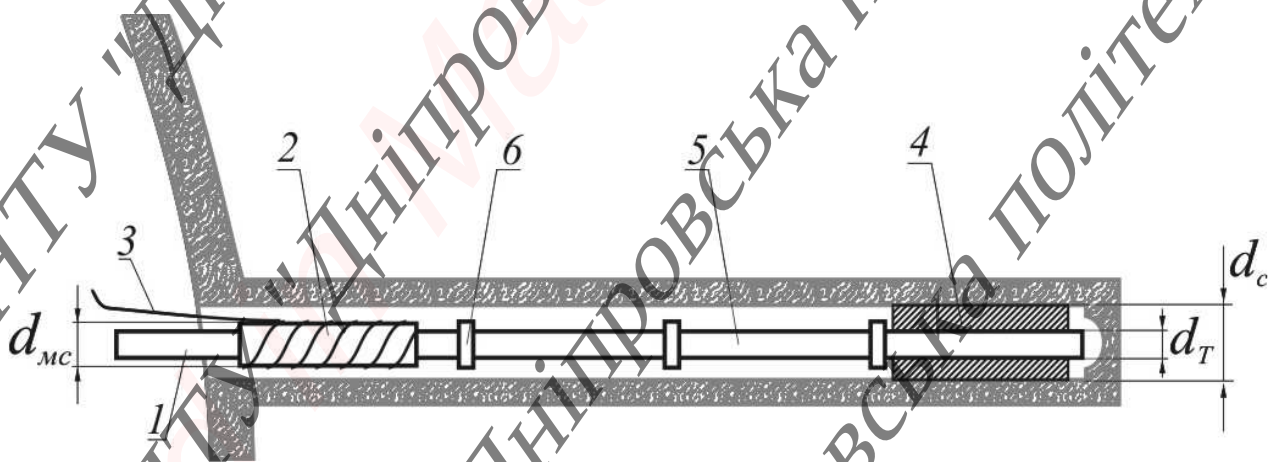
Для герметизації, гирло свердловини розбурюється \varnothing 108 мм на довжину 10 метрів, обсаджується трубами \varnothing 89 або 108 мм до глибини 10 метрів. Обсадна труба гирла свердловини розклинюється дерев'яними клинами, тампонується густим цементним розчином (дрантям) для ущільнення, обмазується розчином.

Через ущільнення пропускається нагнітальний шланг довжиною до 1 метра \varnothing 25 мм, через який насосом НБЗ-120/40 в затрубний простір закачується цементний розчин з піском в співвідношенні 1-1 до тих пір поки він не закінчиться через обсадну трубу. Цемент марки 500. Після закачування цементного розчину дається витримка 12 годин для застудіння затрубного простору. Після проводиться опресовка труб шляхом нагнітання води, робиться витримка протягом 1 години під тиском 3 АТМ.

Відсутність ознак появи води навколо кондуктора або зниження тиску не більше 5% відповідає вимогам герметичності.

Для зменшення підсосів повітря в гирла дегазаційних свердловин, що пробурені з виробок виїмкової ділянки застосуємо механічні герметизатори ГДПМ. Впровадження ГДПМ підвищить концентрацію метану в метано-повітряній суміші, що дозволить використовувати каптований підземними свердловинами метан в шахтних котелень (при концентрації метану в суміші 30% і більше).

ГДПМ - секції з металевих або пластмасових труб довжиною 2 м з прокладками поролоновими манжетами довжиною 1 м попередньо стиснутими і закріпленими поліетиленовою плівкою (мал. 3.1, табл. 3.3).



Мал. 3.1. - Герметизатор дегазаційний (ГДПМ): 1 - опорна секція; 2 - прокладка манжета (стисла); 3 - трос; 4 - прокладка секція (розкрита); 5 - проміжна секція; 6 - сполучна муфта

Після установки кондуктора свердловину бурять одним діаметром на проектну глибину, встановлюють герметизатор, послідовно розкривають манжети, розрізаючи плівку спеціальним пристроєм. Поролон, стислий в 3,0-4,0 рази, практично повітронепроникний і добре ущільнює затрубний простір.

Кількість ущільнюючих манжет має бути не менше двох. При більшій глибині герметизації і поганому захисті свердловин від руйнування її слід збільшити до чотирьох.

Таблиця 3.3. - Характеристика герметизатора ГДПМ

| Діаметр свердловини під обсадку, d_c , мм | Діаметр обсадної труби, d_T , мм | Діаметр манжети, мм | | Ступінь стиснення розкритої манжети ¹⁾ , $P_{сж}$ |
|---|------------------------------------|---------------------|------------------------------|--|
| | | стислої, $d_{мс}$ | повністю розкритою, $d_{мр}$ | |
| 9□ | 60 | 80 | 140 | 4,0 |
| 112 | 76 | 91 | 136 | 4,2 |
| 112 | 89 | 99 | 129 | 4,0 |
| 132 | 89 | 106 | 149 | 3,5 |
| 132 | 108 | 125 | 168 | 3,5 |

¹⁾ Ступінь стиснення розкритої манжети розраховують за формулою:

$$P_{сж} = \frac{d_{мр} - d_T}{d_{мс} - d_T}$$

Після закінчення спорудження підземної свердловини особа, призначена технічним керівником шахти, перевіряє якість герметизації в присутності виконавця робіт і оформляє акт, в якому відображають; відстань свердловини від очисного вибою на момент перевірки, параметри свердловини, глибину і спосіб герметизації, результати вимірювання притичек повітря.

Акт підписує особа, яка проводила перевірку, виконавець роботи і затверджує технічний керівник шахти.

Заходи щодо зменшення притичек повітря на стиках магістральних і дільничних газопроводів

На дільничних газопроводах у місць з'єднання їх з магістральними, а також на всіх відгалуженнях від дільничного газопроводу необхідно встановити засувки.

Газопроводи підвішують до кріплення виробок так, щоб уникнути накопичення води і виключити пошкодження засобами транспорту. Дозволена прокладка дільничних газопроводів на опорах, встановлених на ґрунт в виробках з породами ґрунту, несхильними до здуття, за умови забезпечення вільного доступу до труб на всій їх довжині.

Дегазаційні труби з'єднують в шахті за допомогою фланців. Труби повинні витримувати тиск:

- 0,6 МПа при прокладанні газопроводу в горизонтальних і похилих виробках
- 1,6 МПа при прокладанні у вертикальних виробках.

Для ущільнення фланцевих з'єднань застосовують паронітові або металеві прокладки. Внутрішній діаметр прокладки повинен бути на 2 ... 3 мм більше внутрішнього діаметра труби. Дозволено додаткове ущільнення фланцевих з'єднань синтетичними смолами, дозволеними до застосування в гірничих виробках відповідно до ДНАОП 1.1.30-1.01.

Труби газопроводу, прокладені в магістральних свердловинах, з'єднують встик зварюванням. Для збільшення міцності на зварні шви накладаються пластини або бандажі довжиною 150-200 мм.

Контроль стану газопроводу виконують шляхом огляду його не рідше одного разу в тиждень для виявлення місць притичек повітря і вигинів газопроводу, де можливе скупчення води. Виявлені недоліки необхідно негайно усунути.

При недостатній ефективності дегазації або низькому (менше 25%) вмісту метану в метано-повітряній суміші, яка видається з шахти, стан газопроводу оцінюють за результатами газовакуумної зйомки.

У місцях можливого скупчення води в газопроводах встановлюють водороздільники з ємністю збірного бака від 0,2 м³ до 1,5 м³ в залежності від добового припливу води. Якщо з дегазаційних свердловин виділяється вода, то на свердловині або групі свердловин встановлюється водовіддільник. Конструкція водовіддільника повинна виключати вихід метану через нього в вироблення.

Технологія виконання прийнятих рішень.

У світі зближених пластів і прошарків вугілля, що включає газовмісні породи, на глибині 705-710 м розробляється пласт вугілля загальною потужністю $m_n = 0,7-1,44$ м і середньою потужністю, що виймається $m_b = 1,15$ м. Метаноносність пласта $X=15,0 - 24,7$ м³/т.с.б.м, кут падіння $\alpha = 2-4^0$. Вище розроблюваного пласта, на відстані 17,3-22,5 м залягає некондиційний пласт d_4^1 . Нижче розроблюваного пласта залягає піщаник потужністю 10,3 - 11,75 м, природна газоносність якого 1,9 - 5,9 м³/м³ породи. Вище розроблюваного пласта залягає піщаник потужністю 6,9 -15,1 м, природна газоносність якого 1,9 - 5,9 м³/м³ породи.

На ділянці планується навантаження A_p на очисний вибій 8600 т/добу при довжині лави 233 м. Схема провітрювання ділянки прямоточна. Повітря подається на ділянку по 5 північному конвеєрному штреку блоку 8 і по 6 північному конвеєрному штреку блоку 8. Вихідний струмінь повітря відводиться по 7 північному конвеєрному штреку блоку 8, по вент. збійці на конвеєрний ухил №2 блоку 8 і далі по виробках до допоміжного стовбура. При такій схемі провітрювання максимальний ефект дегазації досягається шляхом відсмоктування газу по свердловинах, пробурених до зближених пластів з вироблення з вихідним струменем повітря назустріч очисному забою (за лавою), або по виробленню з підсвіженим струменем (попереду лави), з параметрами, зазначеними в таблиці 3.4

Таблиця 3.4.

| Параметри | Одиниці виміру | Свердловини | |
|-------------------------------|----------------|-------------|-----------|
| | | Сверд. №1 | Сверд. №2 |
| Кут нахилу до горизонту | градуси | 70 | 60 |
| Кут розвороту від осі виробки | градуси | 90 | 60 |
| Діаметр свердловини | мм | 93 | 93 |
| Довжина свердловини | М | 65 | 70 |

| | | | |
|----------------------------------|---|----|----|
| Глибина герметизації | М | 15 | 15 |
| Відстань між "кущами" свердловин | М | 20 | 20 |

Дегазацію пласта виробляти 6 північного конвеєрного штреку блоку 8. Свердловини повинні з'єднуватися з трубопроводом Ф 325 мм, прокладеним по штреку, до з'єднання з магістральним газопроводом Ф 325 мм, прокладеним по біляствольному двору, і далі - до головного стовбура.

У разі зміни гірничо-геологічних умов параметри свердловин повинні бути скоректовані відповідно до рекомендацій МакНДІ.

Роботи по дегазації пласта - супутника виконуються відповідно до «Паспорту буріння підземних дегазаційних свердловин по 6 північному конвеєрному штреку блоку 8» (Кдег = 0,5), який розробляється відповідно до «Проекту дегазації шахти «Червоноармійська-Західна №1 з урахуванням розвитку гірничих робіт до 2016 року», МакНДІ. 2009 р.

Перед початком роботи лави проводиться буріння і підключення до дегазаційного ставу торцевих свердловин, параметри яких наведені в табл. 3.5.

Таблиця 3.5

| Параметри | Одиниці виміру | Номера свердловин | | | |
|-------------------------------|----------------|-------------------|-----------|-----------|-----------|
| | | Сверд. №1 | Сверд. №2 | Сверд. №3 | Сверд. №4 |
| Кут нахилу до горизонту | градуси | 70 | 60 | 50 | 40 |
| Кут розвороту від осі виробки | градуси | 20 | 30 | 40 | 60 |
| Діаметр свердловини | мм | 93 | 93 | 93 | 93 |
| Довжина свердловини | М | 40 | 45 | 50 | 55 |
| Глибина герметизації | М | 15 | 15 | 15 | 15 |

Організація робіт по проведенню дегазації підроблюваних пластів і виробленого простору

Дегазаційні свердловини бурять з камер або безпосередньо з виробок. Камери повинні бути без дверей. Ширина входу в камеру повинна дорівнювати ширині камери. Камери повинні провітрюватися. Схема споруди камери приведена на аркуші 5.

Видалення бурового шламу здійснюють за допомогою води, глинистих розчинів або стисненим повітрям.

При бурінні дегазаційних свердловин здійснюють безперервний контроль вмісту метану.

У разі підвищення вмісту метану у виробці буріння припиняють і приєднують свердловину до газопроводу.

Буріння свердловини до проектної глибини здійснюють за умови відведення метану в газопровід допомогою спеціального пристрою ГГБС (герметизатор гирла бурової свердловини), випробуваного МакНДІ і допущеного до застосування в установленому порядку.

Буріння дегазаційних свердловин проводять в наступному порядку:

- 1) буріння свердловини на глибину обсадки;
- 2) обсадка свердловини з герметизацією затрубного простору;
- 3) підключення свердловини до дільничного газопроводу;
- 4) буріння на проектну глибину.

Герметизація забезпечується за допомогою механічних герметизаторів ГДПМ. (мал. 3.1).

Після закінчення спорудження підземної свердловини особа, призначена технічним керівником шахти, перевіряє якість герметизації в присутності виконавця робіт.

На кожній діючій системі дегазації свердловині необхідно встановити засувку, пристрій для вимірювання витрати, метано-повітряної суміші, розрідження і змісту в ній метану і, в разі надходження зі свердловини води - водовіддільник.

Устя використаних і відключених від газопроводу свердловин повинні бути перекриті металевими заглушками з прокладками з важкогорючого матеріалу.

Дегазаційні свердловини не приєднують до газовідвідного трубопроводу. Щоб забезпечити потрібне розрідження в їх гирлах, метан з свердловин відводять окремим трубопроводом.

Кріплення вироблення в місці розташування всмоктуючого кінця труби на довжині не менше 5 м підсилюють вогнищами і ремонтними, перемичку ретельно ущільнюють.

Перед перемичкою на прямолинійній ділянці труби. Влаштовують пункт контролю витрат метано-повітряної суміші і змісту в ній метану.

У разі можливого порушення герметичності газовідвідного трубопроводу (при наявності порід ґрунту, схильних до случування), на ньому треба передбачити трійники для приєднання додаткових відростків на відстані від 30 м до 50 м. Відростки приєднують до основної труби в разі падіння вмісту метану в відсмоктуваній метано-повітряної суміші. Така конструкція дає можливість виключити відсмоктування метаноповітряної суміші поблизу очисного забою, в місцях з низьким вмістом метану.

3.2 Підготовка шахтного метану до утилізації

Очищення газу від механічних домішок

Природний газ, що видобувається з родовища, зазвичай містить механічні домішки. Вони складаються з частинок породи, що виносяться газовим потоком з свердловини, будівельного шлаку, що залишився після закінчення будівництва промислових газозбиральних мереж, магістральних трубопроводів і т. д., продуктів корозії і ерозії внутрішніх поверхонь і, нарешті, рідких включень конденсату і води. Надійність і якість роботи пристроїв, що очищають газ, багато в чому залежать від правильної оцінки фізико-хімічних властивостей механічних домішок: щільності, фракційного складу, стисливості, змочуваності, абразивності і хімічного складу.

Відповідно до технічних вимог на природні і нафтові гази зміст рідкої суспензії в газі, що транспортується не повинен перевищувати 25-50 г на тисячу кубічних метрів газу. Ще більш жорсткі вимоги пред'являються до змісту твердої суспензії (не більше 0,05 мг/м³), яка сприяє ерозійному зносу технологічного устаткування газопроводів. Наприклад, при вмісті 5-7 мг/м³ твердої суспензії ККД трубопроводів зменшується на 3-5% протягом двох місяців експлуатації, а при запиленості більше 30 мг/м³ трубопровід виходить з ладу через кілька годин через повного ерозійно-ударного зносу.

За принципом роботи апарати для очищення газу від механічних домішок поділяються на:

а) ті, що працюють за принципом «сухого» відділення пилу. У таких апаратах відділення пилу відбувається в основному з використанням сил гравітації та інерції. До них відносяться циклонні пиловловлювачі, гравітаційні сепаратори, різного роду фільтри (керамічні, тканинні, металокерамічні і ш.);

б) ті, що працюють за принципом «мокрого» пиловловлювача. В цьому випадку суспензія, що видаляється з газу змочується промивною рідиною, яка відділяється від газового потоку, виводиться з апарату для регенерації та очищення і потім знову повертається на апарат. До них відносяться вертикальні і горизонтальні масляні пиловловлювачі, кульові скрубери та ін.;

в) ті, що використовують принцип електроосадження. Дані апарати майже не застосовуються для очищення природного газу.

Найбільш широко використовуються апарати «мокрого» і «сухого» пиловловлювання. Очищення газу по шляху проходження його від родовища до споживача виробляється в кілька ступенів. Для обмеження виносу з родовища породи привибійну зону обладнають фільтром.

Другий ступінь очищення газу проводиться на промислі в наземних сепараторах, в яких з газу сепарується рідина (вода і конденсат) і газ очищається від частинок породи і пилу. Промислові очисні апарати працюють, використовуючи властивості випадання суспензії під дією сили тяжіння при зменшенні швидкості потоку газу або під дією відцентрових сил при спеціальній закрутці потоку. Тому промислові апарати очистки діляться на гравітаційні і циклонні. Перші можуть бути як вертикальні, так і горизонтальні. Вертикальні

рекомендуються для сепарації газів, що містять тверді частинки і важкі смолисті фракції, так як вони мають умови очищення і дренажу. Гравітаційний односекційний сепаратор має тангенціальне підведення газу (швидкість газу досягає 15-20 м/с), що сприяє випаданню в сепараторі твердої суспензії і краплинної вологи. В основному він працює за принципом випадання суспензії при малих швидкостях висхідного потоку газу. При виборі пиловловлювача оцінюють допустиму швидкість у вільному перерізі за формулою

$$w = \sqrt{\frac{4gd(\rho_c - \rho_a)}{3\rho_a \cdot \hat{E}}},$$

де d — діаметр сепаратора, ρ_c — щільність частки, ρ_a — щільність газу, K — коефіцієнт опору середовища. При малих Re зазвичай приймають

$$\hat{E} = \frac{24}{Re}.$$

Горизонтальні сепаратори з жалюзійними насадками рекомендується використовувати для газу, що має значну кількість вологи.

Вертикальні сепаратори виготовляються діаметром від 400 до 1650 мм (через 200 мм), горизонтальні - від 400 до 1500 мм при максимальному тиску 16 МПа. При оптимальній швидкості газу ефективність сепарації досягає 70-80%. Досвід експлуатації показав, що «опт не повинен перевищувати 0,1 м/с при тиску 6 МПа. При перерахунку користуються залежністю

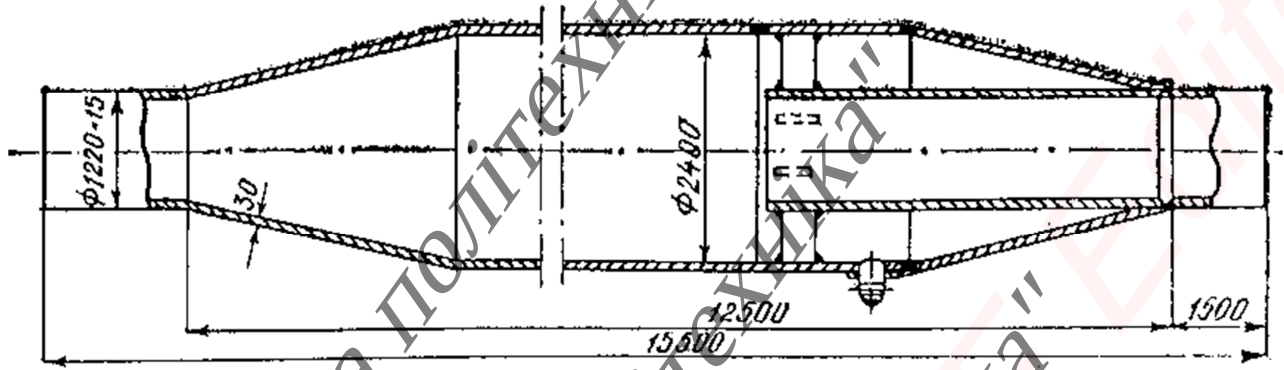
$$w_1 = w_2 \sqrt{\frac{P_1}{P_2}}.$$

Велика металоемність і недостатня ефективність гравітаційних сепараторів обмежує область їх застосування. Добре зарекомендували себе циклонні сепаратори.

Корпус циклону і патрубок, для виходу газу утворюють внутрішній кільцевий простір. У нижній частині є отвір для відводу осаду з циклону.

При тангенціальному введенні в сепаратор газ набуває в кільцевому просторі і конусі обертальний рух, внаслідок якого з нього випадають і опускаються в збірний бункер механічні суспензії (тверді і рідкі). Газ виходить при зменшеній швидкості через вихідний патрубок.

Третя ступінь очищення відбувається на лінійній частині газопроводу й компресорних станціях. На лінійній частині встановлюють лінійні конденсатозбірники, так як в результаті недосконалої сепарації на промислі газ завжди має в собі рідку фазу. Найбільшого поширення набули конденсатозбірники типу «розширювальна камера» (мал. 3.2). Принцип дії заснований на випаданні з потоку газу крапельок рідини під дією сили тяжіння при місцевому зниженні швидкості газу зі збільшенням діаметра трубопроводу.



Мал. 3.2. - конденсатосборник типу «Розширювальна камера».

Довжина траєкторії осадження крапельок рідини оцінюється за формулою

$$S = w \left[\tau + \frac{D^2}{D_e^2 g \tau \left(1 - \frac{\rho_a}{\rho_e} \right)} \right],$$

де

$$\tau = \frac{D^2 (\rho_e - \rho_a)}{18 \mu g},$$

(w — швидкість газу на вході в конденсатозбірник, D - діаметр газопроводу, D_k — діаметр розширювальної камери, ρ_p — щільність рідини, μ — в'язкість газу.

Істотним недоліком при експлуатації газопроводів з «розширювальними камерами» є труднощі, пов'язані з пропуском пристроїв для очищення внутрішньої порожнини трубопроводу. Щоб уникнути цього, необхідно передбачати спеціальні, які направляють для безперешкодного проходження через них очисного пристрою.

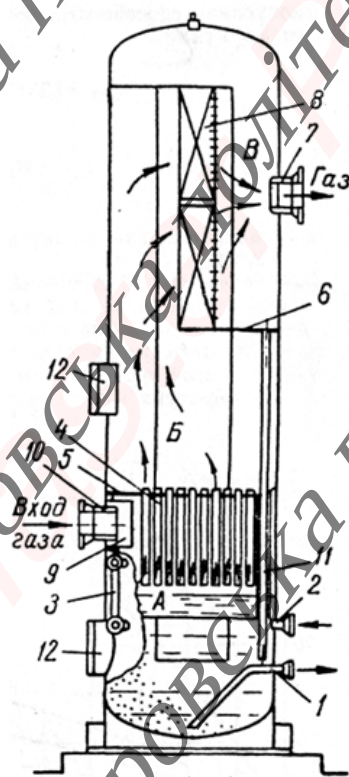
На компресорних станціях широко застосовуються вертикальні і горизонтальні рідинні і відцентрові пиловловлювачі. Останнім часом набувають поширення пористі фільтри завдяки їх високій уловлюючій здібності.

Для очищення газу від домішок застосовують сепаратори, пиловловлювачі і вісцинові фільтри.

Пиловловлювачі (мал. 3.3) складаються із трьох секцій - нижньої А (від нижнього днища до перегородки 5) промивної, в якій весь час підтримується постійний рівень масла; середньої Б осаджувальної (від перегородки 5 до перегородки 6) де газ звільняється від частинок масла, і верхньої В відбійної (від перегородки 6 до верхнього днища), де відбувається остаточне очищення газу от масла.

У нижній секції знаходяться контактні трубки 4, уварені в розділову перегородку 5. На нижній частині кожної трубки є 16 поздовжніх прорізів - щілин. Газ надходить в нижню секцію через патрубок 10, вдаряється об козирок 9,

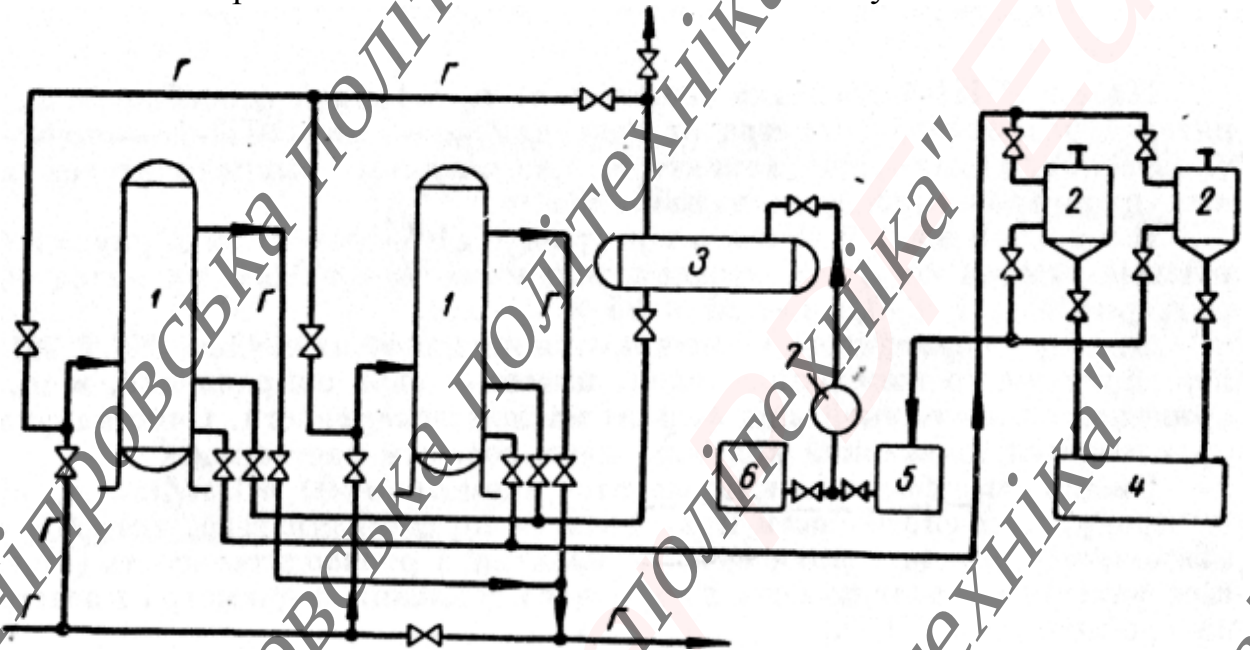
стикається з поверхнею масла і проходить з великою швидкістю за контактними номерами трубах, захоплюючи масло, яке змочує частинки пилю. У осаджувальній секції Б швидкість газу різко знижується, великі частки пилю і рідини осідають і стікають по дренажним трубкам 11 в нижню секцію А. Звільнений від пилю газ надходить в відбійну секцію В. Частинки пилю і масла (менше 0,25 мм) осідають тут на осаджувальні швелеркові або жалюзійні секції 8 з хвилеподібними профілями. Шлам з відбійної секції по дренажним трубкам 11 також стікає в нижню секцію А. Очищений газ виходить через патрубок 7. Забруднену рідину, що осіла нижче видаляють продуванням через трубу 1 в відстійник масла. На заміну забрудненої олії в пиловловлювач по трубах 2 з маслоотстойника доливається свіже очищене масло. Продування проводиться в зимовий період не рідше одного разу на добу або по мірі підйому рівня масла, якщо його рівень піднімається вище нормального швидше ніж за 24 год. Повне очищення пиловловлювача через люк 12 виробляється 3-4 рази на рік.



Мал. 3.3. - Масляний пиловловлювач: 1 - труба для видалення осіла внизу забрудненої рідини в відстійник масла; 2 - труба для доливання в пиловловлювач з маслоотстойника свіжого очищеного масла; 3 - шкала вказівника рівня масла в пиловловлювачі; 4 - контактні трубки; 5 - нижня розділова перегородка; 6 - верхня розділова перегородка; 7 - вихідний патрубок; 8 - осаджувальні швелеркові або жалюзійні секції з хвилеподібними профілями; 9 - козирок; 10 - вхідний патрубок; 11 - дренажні трубки; 12 - люк.

Контроль за маслом в пиловловлювачі ведеться за шкалою вказівника рівня 3. Забруднене масло періодично очищають і замінюють за схемою, зазначеної на рис. 3.4. Установка масляних пиловловлювачів складається з групи масляних пиловловлювачів 1, кількох відстійників 2, акумулятора масла 3, ємності для брудного масла 4, ємностей чистого масла 5, 6 і насоса 7.

Масляний акумулятор 3 призначений для заправки пиловловлювачів свіжим маслом, яке закачується в акумулятор насосом 7. Подача масла з акумулятора в пиловловлювачі здійснюється самопливом. Злив відстою проводиться в пересувну ємність 4. Для заливки в пиловловлювачі застосовується солярове масло марки Л ГОСТ 1666-51. Витрата масла не більше 25 г на 1000 м³ газу.



Мал. 3.4. - Схема очищення газу в масляних пиловловлювачах.

Пропускна здатність масляного пиловловлювача може бути розрахована за формулою

$$Q = 9,53 \cdot 10^4 \frac{D^2 P}{T} \left(\frac{\rho_{\text{ж}} - \rho_{\text{г}}}{\rho_{\text{г}}} \right)$$

де $Q_{\text{ст}}$ - максимальна пропускна здатність при стандартних умовах, м³/добу; D - внутрішній діаметр пиловловлювача, м; p - робочий тиск газу в пиловловлювачі, МПа; $\gamma_{\text{р}}$ - об'ємна вага змочувальної рідини, кг/м³; $\gamma_{\text{г}}$ - питома вага газу при робочих умовах, кг/м³; T - температура газу в пиловловлювачі, °К.

Для забезпечення нормальної роботи пиловловлювачів необхідно підтримувати постійний рівень масла. Пропускна здатність вертикальних масляних пиловловлювачів при заданому тиску обмежується швидкістю потоку газу в контактних трубках, яка не повинна перевищувати швидкості їх «захливання» (1-3 м/с).

Гідність вертикального рідинного пиловловлювача полягає у високому ступені очищення. Загальний коефіцієнт очищення досягає 97-98%. Недоліками є велика металоємність, безповоротне винесення рідини (допускається не більше 25 г на 1000 м³ газу), великий гідравлічний опір (0,035-0,05 МПа), чутливість до змін рівня рідини та ін.

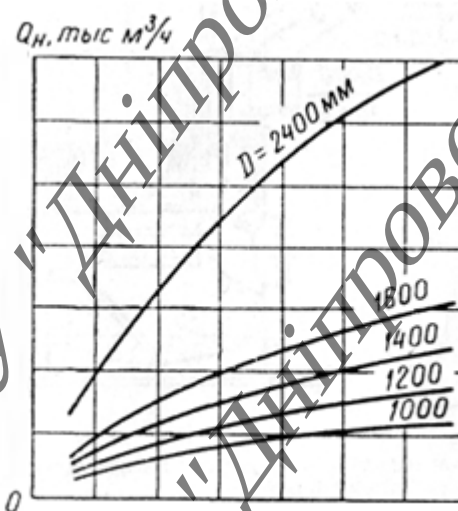
З метою зниження габаритних і вагових характеристик розроблена конструкція горизонтального пиловловлювача, що працює за принципом барботажне промивання газу замість промивання контактних трубок. Потік газу, що надходить в апарат через два симетрично розташованих відносно вертикальної осі патрубків, змінює напрямок на 90° перед відбійним козирком. Далі газ надходить в реєстри з щілиноподібними отворами для його рівномірного розподілу під горизонтальним сталевим листом з перфорацією, що ділять пиловловлювач на дві частини. Щоб уникнути великого виносу рідини встановлені два ступені сепарації: перша - пакети з кільцями або з плетеної металевим дротом, друга - жалюзійний сепаратор.

Велика металосмність, наявність масляного господарства, винесення промивної рідини - всі ці експлуатаційні недоліки відсутні у циклонних пиловловлювачів, що здобувають усе більше застосування. Пиловловлювач являє собою апарат циліндричної форми з вбудованими в нього циклонами. Газ надходить через бічний верхній вхідний патрубок в розподільник, до якого підведені своїми вхідними патрубками, циклони, що розташовані зіркоподібно, закріплені нерухомо в нижній частині решітки. Відсепарована рідина і тверді частинки потрапляють в грязьовик по дренажному конусу циклону. Для автоматичного видалення зібраного шламу є дренажний штуцер. Якість зчищення підвищується зі зменшенням діаметра циклону. Тому створені батарейні циклони, які об'єднують в загальному корпусі групу циклонів малого діаметра.

При роботі по системі «газ - тверда суспензія» пропускну здатність батарейних циклонів зазвичай розраховують, виходячи з допустимих швидкостей газу, що забезпечують досить повне видалення твердої суспензії з газового потоку. При великій витраті газу спостерігається надмірний ерозійний знос і підвищена втрата тиску газу.

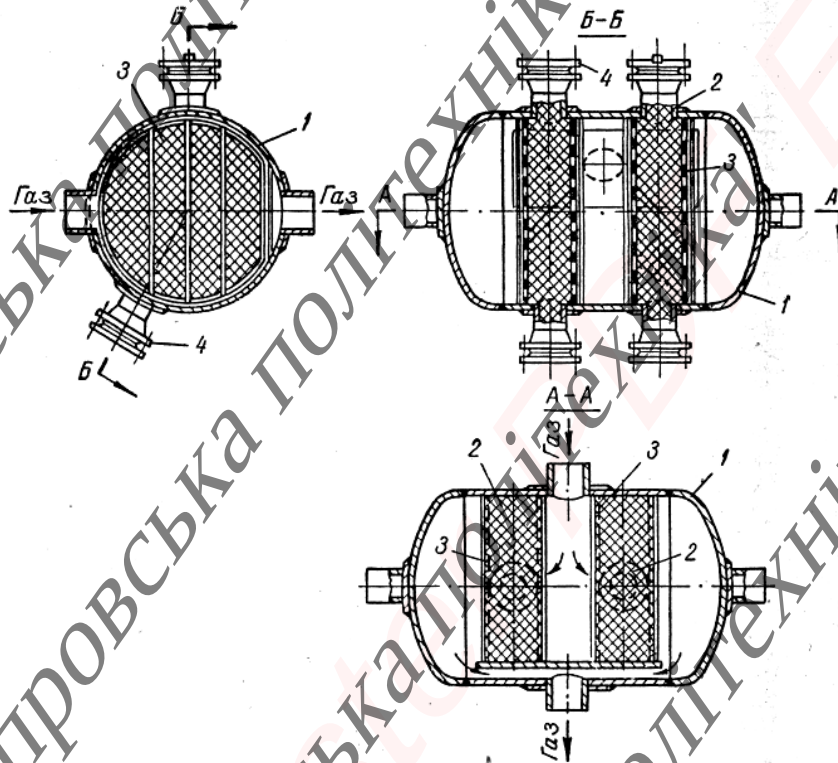
Ефективність очищення газу батарейними циклонами коливається в межах 85-98% і зменшується зі збільшенням їх пропускну здатності.

На мал. 3.5 показана залежність пропускну здатності пиловловлювачів різного діаметру від тиску.



Мал. 3.5. - Пропускна здатність мастильних пиловловлювачів в залежності від діаметра газопроводу та тиску.

Вісциновий фільтр (мал. 3.5) складається з корпусу і фільтрує секції.



Мал. 3.5. - вісциновий фільтр: 1 - корпус; 2 - кільця Рашига; 3 - сітка; 4 - заглушка.

Фільтри періодично змочуються вісциновим маслом ГОСТ 7611-55. Газ, проходячи по звивинах кілець, змінює свій напрям, і порошинки прилипають до змоченої вісциновим маслом поверхні. Очищення фільтрів проводиться промиванням кілець гарячим содовим розчином.

Вісцинові фільтри випускаються діаметром 500, 600 і 1000.

Продуктивність Q вісцинових фільтрів в залежності від робочого тиску і діаметра представлена на графіку мал. 3.6.

$Q, \text{ тыс. м}^3/\text{ч}$

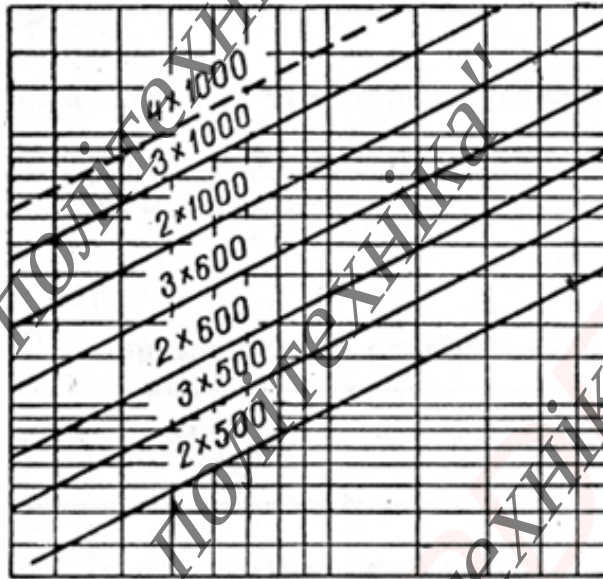


Рис. 3.6. - Пропускна здатність висцинових фільтрів.

Для наших умов застосовуємо два висцинових фільтра діаметром 500мм.

Осушення газу твердими поглиначами

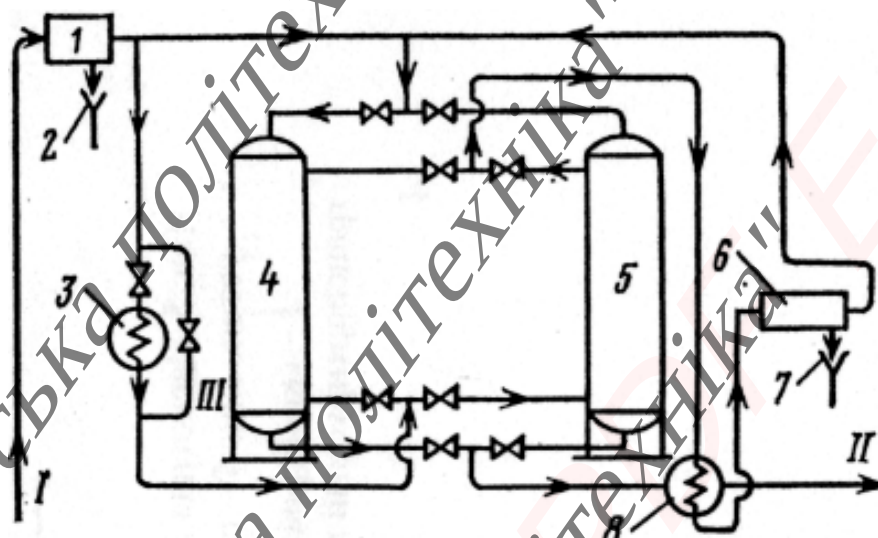
Переваги рідких поглиначів в порівнянні з твердими сорбентами полягають в наступному: низькі перепади тиску в системі очищення; можливість очищення газів, в яких містяться речовини, отруйні тверді сорбенти; менші капітальні вкладення і експлуатаційні витрати. Однак ступінь осушення при використанні рідких поглиначів менше, ніж при використанні твердих сорбентів, а температура осушувача повинна бути вище 0°C , крім того, при наявності в газі, що осушується деяких важких вуглеводнів відбувається вспінювання поглиначів.

Для осушення газу на промислових установках застосовують силікагель (найбільш поширений осушувач), алюмогель, активований боксит (Флорида) і молекулярні сита.

Установки адсорбційного осушення мають 2-4 адсорбера. Повний цикл процесу осушки твердими поглиначами складається з трьох послідовних стадій: адсорбції тривалістю 12-20 год; регенерації адсорбенту протягом 4-6 ч і охолодження адсорбенту протягом 1-2 ч.

Газ після сепаратора 1 (мал. 3.7), де відбувається його очищення від механічних домішок, крапельної вологи і рідких вуглеводнів, надходить в адсорбер з регенованим осушувачем. Адсорбент поглинає вологу, що міститься в газі, після чого очищений газ з адсорбера направляєється в газопровід. Частина сирого відсепарованого газу подається в підігрівач, а потім в адсорбер зі зволуженим осушувачем для регенерації. Гарячий газ після регенерації осушувача охолоджують і направляють в сепаратор для відділення вологи, вилученої з осушувача і та, яка виділилася при охолодженні газу. Після відділення вологи газ

зливається з основним потоком сирого газу і направляється на осушку. Охолодження адсорбенту проводять холодним висушеним газом.



Мал. 3.7. - Технологічна схема осушки газу твердими поглиначами: 1 - сепаратор; 2 і 7 - злив води; 3 - підігрівач; 4 і 5 - адсорбер; 6 - сепаратор; 8 - теплообмінник; I - вологий газ; II - осушений газ; III - обвідна лінія

В установках з адсорбційним процесом досягається досить низька точка роси (-40°C і нижче).

Кількість адсорбенту, необхідна для осушення газу:

$$G = \frac{V_n (m_n - m_k) \tau}{24a}$$

де V_n - кількість що надходить на осушення газу, приведеного до 20°C і $0,1013\text{ МПа}$, $\text{м}^3/\text{доб}$; m_n , m_k - вміст води відповідно у вологому і осушеному газі $\text{кг}/\text{м}^3$; τ - тривалість поглинання, год; $a = 0,04 \div 0,05$ - активність адсорбенту.

Визначаємо кількість адсорбенту, що необхідна при 12-годинному циклі роботи для осушування $260000\text{ м}^3/\text{добу}$ газу, відносна щільність якого дорівнює $0,7$, температура 15°C , абсолютний тиск $0,6\text{ МПа}$. Необхідна точка роси осушеного газу -20°C , поглинальна здатність адсорбенту становить 4% .

За графіком визначаємо вологомісткість вологого газу $m = 0,35\text{ г}/\text{м}^3 = 0,00035\text{ кг}/\text{м}^3$;

ологомісткість осушеного газу: $m = 0,017\text{ г}/\text{м}^3 = 0,000017\text{ кг}/\text{м}^3$.

Кількість адсорбенту при 12-годинному циклі

$$G = \frac{135000 \cdot (32 - 1,7) \cdot 10^5 \cdot 12}{24 \cdot 0,04} = 511,31 \text{ т}$$

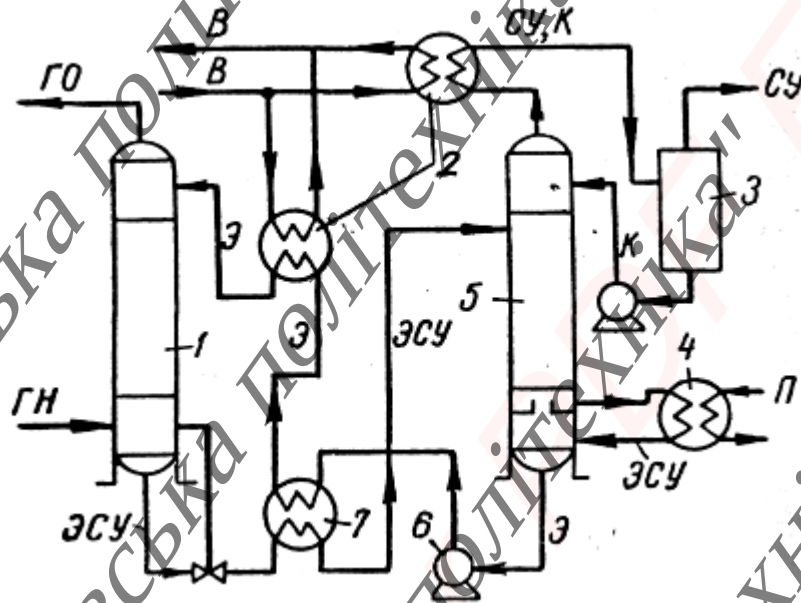
Для умов ШУ «Покровське» при 12-годинному циклі регенерації твердого адсорбенту необхідно $511,31\text{ кг}$ силікагелю.

Очищення газу від сірководню і вуглекислоти

З існуючих методів очищення газу від сірководню і вуглекислоти найбільш поширеним є етаноламіновий метод (ЕА), заснований на використанні

моноетаноламіна (МЕА), діетаноламіну (ДЕА) і триетаноламіну (ТЕА), які витягують з газу одночасно сірководень і вуглекислоту

Технологічна схема очищення газу етаноламіновим розчином показана на мал. 3.8.



Мал. 3.8. Технологічна схема очищення газу розчином етаноламіну: 1 - абсорбер; 2 - холодильники; 3 - сепаратор; 4 - кип'ятильник; 5 - відгонюча колона; 6 - насос; 7 - теплообмінник; ГН - газ неочищений; ГО - газ очищений; Е - розчин етаноламіну; В - вода; ЕСВ - З'єднання етаноламіну з сірководнем і вуглекислотою; П - пар; СВ - сірководень і вуглекислота; К - конденсат

Газ, насичений H_2S і CO_2 , надходить в нижню секцію адсорбера 1 і після очищення виходить через трубу, що приєднана до верхньої секції.

Назустріч газу подається регенований розчин етанол аміну Е. Продукти хімічної сполуки етаноламінів сірководнем і вуглекислотою ЕСВ проходять теплообмінник 7 і надходять в отгонную колону 5. Ці продукти підігріваються парою в кип'ятильнику 4, підключеному до десорбера. Тут при температурі близько $100^\circ C$ реакція протікає в зворотному напрямку з регенерацією етаноламінів і виділенням H_2S і CO_2 (СУ), які містять в собі пари етаноламінів.

У холодильнику 6 ця суміш охолоджується і в сепараторі 3 розділяється на газу СУ і конденсат К. Останній спрямовується назад в отгонную колону.

Регенований розчин Е проходить два ступені охолодження - в теплообміннику і холодильнику - і за допомогою насоса 6 нагнітається в абсорбер.

У таблиці 3.6. наведені фізико-хімічні властивості етаноламінів.

Таблиця 3.6. - Фізико-хімічні властивості етаноламінів

| Показники | Моноетаноламін | Діетаноламін | Триетаноламін |
|-----------------|-----------------|-----------------|----------------|
| Хімічна формула | $NH_2(C_2H_5O)$ | $NH(C_2H_5O)_2$ | $N(C_2H_5O)_3$ |

| | | | |
|--|-------|--------------------------------|--------------------------------|
| Питома вага при 20 °С, г/см ³ | 1,018 | 1,101 | 1,120 |
| молекулярний вага | 61,06 | 105,1 | 149,15 |
| Температура кипіння, °С | 172 | 217 (при 150 мм рт. ст.) | 277 (при 150 мм рт. ст.) |
| Пружність парів при 20 °С, мм рт. ст. | - | 0,0002 | 0,0001 |
| Розчинність в воді | - | Повна | |
| Теплота реакції, кал: | - | | |
| з CO ₂ | - | 364 | 350 |
| з H ₂ S | - | 284 | 222 |
| Розчинність у вуглеводнях | - | Не розчиняється | |
| Питома теплоємність 50%-вого водного розчину | | 0,800 | 0,787 |
| В'язкість по Сейболту 50% -вого розчину при 378 °С | - | 41 | 48,6 |

4 ЕКОНОМІЧНА ОЦІНКА ЕФЕКТИВНОСТІ ДЕГАЗАЦІЇ ТА ВИКОРИСТАННЯ КАПТОВАНОГО МЕТАНУ

4.1. Витрати на реалізацію рішення

Капітальні витрати визначаються в діючих цінах по наступних об'єктах і видах робіт:

- будівлі станції для вакуум-насосів;
- вакуум-насоси;
- фундаменти;
- захисна та контрольовано-вимірювальна апаратура;
- буріння і цементация свердловин;
- придбання спеціальних верстатів для буріння дегазаційних свердловин;
- спеціальне обладнання парових котлів, опалювальних каптованим газом;
- придбання і прокладка дегазаційного трубопроводу.

Величина витрат по об'єктах залежить від прийнятих способу і схеми дегазації і їх параметрів, від обсягу каптованого газу, глибини залягання вугільних пластів, розмірів шахтного статі, природної газонасності родовища.

Витрати на будівництво будівлі станції для вакуум-насосів визначаються відповідно до кількості і габаритами вакуум-насосів і типових обсягів кубатури підсобних приміщень.

Витрати на дрібні невраховані гірничі роботи, роботи по будівлям, споруд і обладнання з монтажем враховуються коефіцієнтом 1,05 до загальної вартості відповідних врахованих витрат. Тимчасові будівлі і споруди, пільги і доплати за роботи визначаються за усередненим відсотком на повну вартість робіт по дегазації.

Витрати на придбання бурових верстатів визначаються за надані послуги з урахуванням транспортних, заготівельно-складських витрат і вартості спуску верстатів в шахту і їх монтажу. Число придбаних верстатів розраховується відповідно до річного обсягу робіт з буріння дегазаційних свердловин і продуктивністю верстата в зміну по породам або вугіллю цієї фортеці.

По спеціальному обладнанню для використання каптованого газу передбачаються витрати по використанню утилізованого газу: прокладання газопроводу від установки системи дегазації до котельні, обладнання та монтажу газової арматури та розводці газопроводу в котельні.

Стаття І. Укрупнені показники експлуатаційних витрат на дегазацію розраховуються за такими видами і елементами: матеріали, заробітна плата з нарахуваннями; електроенергія; амортизація.

Витрати на матеріали визначаються з витрат на мастильні матеріали та запчастини на підставі технічних норм витрати на кожен вакуум-насос; обтиральні матеріали - за орієнтовними фактичним даним; бури і коронки, що розраховуються на 1000 м буріння, виходячи зі структури коефіцієнта фортеці на підставі фактичних даних; кабельні вироби, які розраховуються за прийнятими технічними нормативами; матеріал для обсадження і герметизації свердловин; спецодяг.

При дегазації виробленого простору з залишенням дільничних труб у виробленому просторі повинні додатково враховуватися витрати на їх повне заповнення.

Витрати на заробітну плату з нарахуваннями визначаються за спеціальними нормативами і повинні враховувати фонд зарплати робітників, які обслуговують газопровід і які зайнятих на огляді, ремонті, монтажі газопроводу і бурових верстатів, чисельність яких визначається на підставі Нормативів чисельності робітників в проектах шахти з розрахунку наступного режиму роботи: підприємства - 300 днів в році, робітників - 260 днів.

Витрати на електроенергію визначаються по двоставковому тарифу і оцінюються за затвердженими розцінками за 1 кВА встановленої оплачуваної потужності і за 1 кВт·год електроенергії, що витрачається.

Річні амортизаційні відрахування складаються з амортизації будівлі вакуум-насосної станції, обладнання станції та його монтажу, става газопроводу, магістральних свердловин для вилучення газу на поверхню і гірничих виробок, що служить цілям дегазації.

Таблиця 4.1. - Таблиця витрат на реалізацію комплексної дегазації за елементами витрат

| Елемент витрат | Значення |
|---|-----------------|
| Капітальні витрати на дегазацію, тис.грн: | 3940,934 |
| - будівлі вакуум-насосної станції, тис.грн | 1492,934 |
| - обладнання вакуум-насосної станції, тис.грн | 600,000 |
| - захисна та контрольно-вимірювальна апаратура, тис.грн | 408,000 |
| - система газо-повітряних трубопроводів, тис.грн | 0,000 |
| - бурові верстати, тис.грн | 1440,000 |
| Експлуатаційні витрати, тис.грн / рік: | 957,222 |
| - витрати на ПММ, тис.грн / рік | 0,808 |
| - витрати на електроенергію, тис.грн / рік | 32,414 |
| - витрати на зарплату працівників уч-ка дегазації | 924,000 |
| Витрати на амортизацію, тис.грн / рік: | 706,955 |
| - амортизація споруд | 119,435 |
| - амортизація обладнання, тис.грн / рік | 587,52 |

4.2. Економічна ефективність дегазації шахти

Основний економічний аспект впровадження дегазації полягає в збільшенні навантаження на очисний вибій, завдяки чому виникає додаткова економія на умовно-постійних витратах.

Питомі витрати по видобувній ділянці на дегазацію C_{δ} складаються з питомих витрат на буріння дегазаційних свердловин, амортизаційних відрахувань на бурове устаткування, вартості електроенергії, герметизації свердловин і матеріалів:

$$C_{\delta} = \frac{\left(\frac{S_n}{l_c}\right) L_c C_{\delta} n_{c.k}}{S_n P L_n}, \text{ грн/т}, \quad (7.1)$$

де S_n – довжина виїмкового поля, м; n_{cl} – число свердловин в кущі;

C_{δ} – вартість буріння 1 м дегазації свердловини, грн/м;

L_n – довжина очисного забою, м; L_c – довжина свердловини, м;

P – продуктивність пласта, т/м²; l_c – відстань між свердловинами, м.

Якщо конкретна величина умовно-постійних витрат для даного очисного забою невідома, то річна економія складе при $a_l > 1,1$:

$$\mathcal{E}_{\delta} = \frac{\gamma_0 C_{ш} A_c^{ш} n_{\text{дн}}}{100} (0,8 a_l - 0,8), \text{ грн}$$

де γ_0 – питома вага умовно-постійних витрат з обслуговування одного очисного вибою в загальшахтної собівартості 1 т видобутого вугілля, %;

$C_{ш}$ – виробнича собівартість 1 т вугілля в цілому по шахті до підвищення навантаження, грн/т;

$A_c^{ш}$ – добовий видобуток шахти до підвищення навантаження на очисний вибій, т/добу; $n_{\text{дн}}$ – число днів роботи забою на рік; $n_{\text{дн}} = 300$;

a_l – коефіцієнт зростання навантаження на очисний вибій (при зростанні видобутку вугілля по лаві на 50% $a_l = 1,5$).

$$E_{\delta} = 0,01 * 1,6 * 500 * 4000 * 300 * (0,8 * 1,5 - 0,8) = 1588477,8 \text{ грн/рік.}$$

Питомі витрати на буріння дегазаційних свердловин:

- пробурених на розроблювальний пласт

$$C_{\delta}^{nl} = ((1800/20) * 300 * 300 * 1) / (1800 * 1,95 * 1,42 * 300) = 5,96 \text{ грн/т}$$

– горизонтальних

$$C_{\delta}^z = (1 * 600 * 1000 * 3) / (1800 * 1,95 * 1,42 * 300) = 1,32 \text{ грн/т}$$

Величину зниження питомих експлуатаційних витрат по ділянці при підвищенні навантаження на очисний вибій (при $a_l > 1,1$) можна визначити з виразу:

$$C_p = E_{y.n} \cdot C_l \cdot (0,8 a_l - 0,8), \text{ грн/т};$$

де $E_{y.n}$ – питома вага умовно-постійних витрат у виробничій собівартості 1 т вугілля по ділянці, частки одиниці; згідно [6] приймаємо $E_{y.n} = 0,93$

C_l – собівартість 1 т вугілля по ділянці, грн/т; згідно з фактичними даними $C_l = 30$ грн/т.

$$C_p = 0,93 * 30 * (0,8 * 1,5 - 0,8) = 11,19 \text{ грн/т};$$

Питома економія при підвищенні навантаження на очисний вибій в результаті застосування дегазації складе:

$$C_0 = C_p - C_\delta, \text{ грн/т.}$$

$$C_0 = C_p - C_\delta^{nl} - C_\delta^e = 11,19 - 5,96 - 1,32 = 3,89 \text{ грн/т.}$$

Річна економія при збільшенні навантаження на очисний вибій при застосуванні дегазації складе

$$E_\delta = A_{z,\delta} \cdot C_0, \text{ грн}$$

де $A_{z,\delta}$ – річний видобуток вугілля з виїмкового стовпа, що дегазується, т.

$$E_\delta = 4000 \cdot 300 \cdot 3,89 = 234000 \text{ грн}$$

Економічний ефект застосування дегазації визначається з виразу:

$$S_\delta = \frac{C_0}{C_l} 100, \%$$

$$S_\delta = 100 \cdot (3,89/100) = 3,89\%$$

Загальні витрати на дегазацію по шахті представляють собою суму витрат на ведення дегазаційних робіт по окремим очисним вибоєм, де застосовується дегазація

$$E_c^u = \Sigma(E_\delta^1 + E_\delta^2 + \dots + E_\delta^n), \text{ грн,}$$

де $E_\delta^1 + E_\delta^2 + \dots + E_\delta^n$ – витрати на дегазацію по окремим очисним вибоєм, грн;

$$E_c^u = 5092520 \text{ грн}$$

Річна економія при збільшенні навантаження на шахту в цілому:

при $\alpha_{uu} > 1,1$

$$\mathcal{E}_n^u = \left(\frac{\gamma_{uu} C_{uu} A_c^u n_{\text{дн}}^u}{100} + E_\phi \Phi_{uu} \right) (0,7 \alpha_{uu} - 0,7), \text{ грн,}$$

$$E_n^u = (0,3 \cdot 500 \cdot 8000 \cdot 300 + 0,01 \cdot 500000000) \cdot (0,7 \cdot 1,5 - 0,7) = 36500800 \text{ грн}$$

де γ_{uu} – питома вага умовно-постійних витрат з обслуговування загальношахтних ланок у виробничій собівартості 1 т вугілля по шахті, %; $\gamma_{uu} = 0,3$;

C_{uu} – виробнича собівартість 1 т вугілля в цілому по шахті до підвищення навантаження, грн/т; $C_{uu} = 500$ грн/т;

$n_{\text{дн}}^u$ – число днів роботи шахти на рік; $n_{\text{дн}}^u = 300$;

E_ϕ – норматив плати за виробничі фонди в частках одиниці, у вугільній промисловості приймається рівним 0,01;

Φ_{uu} – вартість основних фондів шахти в цілому до впровадження дегазації, грн. $\Phi_{uu} = 500000000$ грн.

Величина зниження експлуатаційних витрат по шахті в результаті підвищення навантаження на шахту за рахунок застосування дегазації:

при $\alpha_{uu} > 1,1$

$$C_p^u = E_{y.n}^u \cdot C_{uu} \cdot (0,7 \alpha_{uu} - 0,7), \text{ грн/т;}$$

де $E_{y.n}^u$ – питома вага умовно-постійних витрат у виробничій собівартості 1 т вугілля по шахті, частки одиниці.

$$C_p^u = 0,14 \cdot 500 \cdot (0,7 \cdot 1,5 - 0,7) = 24,31 \text{ грн/т;}$$

Річна економія при підвищенні навантаження на шахту визначається з виразу:

$$E_0^{uu} = C_p^{uu}(A_2^{uu} + \Delta A_2^{uu}), \text{ грн}$$

$$E_0^{uu} = 24,31 * 2400000 = 58344000 \text{ грн}$$

Річна економія при підвищенні навантаження на шахту при застосуванні дегазації складе:

$$E_{uu} = E_0^{uu} - (E_d^{uu} + E_e^{uu}), \text{ грн}$$

$$E_{uu} = 58344000 - (3940934 + 957222) = 53445844 \text{ грн}$$

де E_e^{uu} – експлуатаційні витрати на дегазацію по шахті в цілому, грн / рік.

Питомі витрати на дегазацію шахти визначаються з виразу:

$$C_d^{uu} = \frac{\Xi_d^{uu} - \Xi_e^{uu}}{A_2^{uu}}, \text{ грн/т,}$$

$$C_d^{uu} = (3940934 - 957222) / 2400000 = 2,48 \text{ грн/т}$$

При дегазації величина економічної ефективності розраховується шляхом порівняння поточних витрат (собівартості) по шахті в цілому до застосування дегазації і питомих приведених витрат при дегазації. У цьому випадку величина порівняльної економічної ефективності може бути визначена з виразу:

$$C_c = C_{uu} - \left[C_{uu} - (C_p^{uu} - C_d^{uu}) + \frac{E_n^2 K_e}{A_2^{uu}} \right], \text{ грн/т,} \quad (7.2)$$

де C_{uu} – виробнича собівартість 1 т вугілля в цілому по шахті до підвищення навантаження в результаті дегазації, грн/т; $C_{uu} = 500$ грн/т;

C_p^{uu} – зниження питомих експлуатаційних витрат по шахті в результаті підвищення навантаження на шахту при дегазації, грн/т; $C_p^{uu} = 24,31$ грн/т;

C_d^{uu} – питомі витрати на ведення дегазаційних робіт, грн/т; $C_d^{uu} = 2,48$ грн/т;

E_n^2 – нормативний коефіцієнт ефективності капітальних вкладень на дегазацію, що дорівнює 0,10;

K_e – капітальні витрати на ведення дегазаційних робіт, грн; $K_e = 3940934$ грн

A_2^{uu} – річне навантаження на лаву, т;

Після перетворення виразу (7.2) отримаємо:

$$C_c = C_p^{uu} - C_d^{uu} - \frac{E_n^2 K_e}{A_2^{uu}}, \text{ грн/т,}$$

$$C_c = 24,31 - 2,48 - 0,1 * 3940934 / 2400000 = 21,33 \text{ грн/т.}$$

Економічний ефект застосування дегазації в цілому по шахті визначається з виразу:

$$S_d^{uu} = \frac{C_p^{uu} - C_d^{uu}}{C_{uu}} 100, \%$$

$$S_d^{uu} = 7,57 \%$$

Показником економічної ефективності дегазації є термін окупності капітальних вкладень на ведення дегазаційних робіт, що визначається за формулою:

$$T = \frac{K_z}{\Xi_{ш}}, \text{ років.}$$

$$T = 3940934/53445844 = 0,073 \text{ років}$$

4.3. Економічна ефективність використання каптованого метану

При розрахунку економічного ефекту від використання каптованого метану слід враховувати економію палива на власні потреби при опаленні котлів каптованим газом, а також зменшення абсолютної величини заробітної плати обслуговуючого персоналу котельні.

Відповідно до [5] для топки котлів можна використовувати метано-повітряну суміш, що містить не менше 30% метану.

Річний економічний ефект від використання каптованого метану в шахтних котельнях визначається за формулою:

$$B_y = \frac{D_k Q_k^u M f}{\beta}, \text{ грн/рік,}$$

де D_k – витрата вугілля на діючий котел, т/рік;

Q_k^u – кількість каптованого метану, м³/хв, $Q_k^u = 44,95$ м³/хв,

M – коефіцієнт, що враховує використання видобутого з шахти метану, частки одиниці; приймаємо $M=0,75$;

f – середня ціна 1 т вугілля, що йде на виробничо-технічні потреби шахти, грн; $f = 292,65$ грн/т;

β – витрата метану для опалення одного котла, м³/хв.

$$B_y = (8600 \cdot 44,95 \cdot 0,75 \cdot 292,65) / 13,3 = 6\,379\,494,95 \text{ грн/рік}$$

Значення β для котлів типу ДКВ-10/13 приймається рівним 13,3.

Річна економія по фонду зарплати визначається за формулою:

$$B_z = \mu(\Gamma - \Gamma_m)n_{\text{дн}}, \text{ грн/рік,}$$

де μ – середня тарифна ставка робітників, які обслуговують котельню установку, грн;

Γ, Γ_m – кількість працівників, які обслуговують котельню установку до і після переведення котельні на опалення каптованим газом;

$n_{\text{дн}}$ – число днів роботи котельної установки в році.

Величина B_z визначена за даними шахти і становить 169380 грн/рік.

Загальна додаткова річна економія при перекладі котельні установки на опалення каптованого газом становить

$$B_0 = B_y + B_z, \text{ грн}$$

$$B_0 = 6379494,95 + 169380 = 6548874,95 \text{ грн}$$

Витрата газу на опалення шахтної котельні в зимовий період слід розраховувати з урахуванням роботи всіх котлів, в літній період він становить 30% зимового витрати.

Економія при спалюванні 1 м³ каптованого метану:

$$b = \frac{B_0}{n_{\text{дн}}^6 Q_k^u}, \text{ грн/м}^3$$

де $n_{\text{дн}}^6$ – число днів в році роботи вакуум-насосної станції.

$$b = 6548874,95 / (300 * 44,95 * 1440) = 0,34 \text{ грн/м}^3$$

Зниження питомих витрат при опаленні котельні каптованого газом:

$$C_n = \frac{B_0}{A_2^{uu}}, \text{ грн/т}$$

$$C_n = 6548874,95 / 1200000 = 5,45 \text{ грн/т}$$

Термін окупності капітальних витрат на переобладнання котельні дорівнює

$$G = \frac{K_k}{B_0}, \text{ лет}$$

де K_k – вартість переобладнання котельні для опалення каптованим газом, грн.

$$G = 5000000 / 6548874,95 = 0,76 \text{ років} = 9,1 \text{ міс.}$$

4.4. Загальна економічна ефективність дегазації

Загальна річна економія в цілому по шахті складає:

$$E_{zag} = (E_{uu} + B_0) - (E_n^z K_z + E_n^k K_k), \text{ грн/рік,}$$

де E_n^k – нормативний коефіцієнт ефективності капітальних вкладень на переобладнання котельні приймається рівним 0,20.

$$E_{zag} = (53445844 + 6548875) - (0,1 * 3940934 + 0,2 * 5000000) = 58600626 \text{ грн/рік}$$

Величина порівняльної економічної ефективності, що розраховується шляхом порівняння поточних витрат (собівартості) по шахті в цілому до застосування дегазації і питомих приведених витрат на ведення дегазаційних робіт з урахуванням використання каптованого газу в шахтну котельню, становить:

$$C_c^{ob} = C_p^{uu} + C_n - C_d^{uu} - \left(\frac{E_n^z K_z + E_n^k K_k}{A_2^{uu}} \right), \text{ грн/т.}$$

$$C_c^{ob} = 24,31 - 5,45 - 2,48 - ((0,1 * 3940934 + 0,2 * 5000000) / 2400000) = 15,21 \text{ грн/т}$$

Загальний економічний ефект від застосування дегазації при використанні каптованого газу визначається з виразу:

$$S_d^{ob} = \frac{\Delta_{ob}}{A_2^{uu} C_{uu}} \cdot 100, \%$$

$$S_d^{zag} = 100 * 58600626 / (2400000 * 500) = 4,9 \%$$

Термін окупності капітальних вкладень на ведення дегазаційних робіт в шахті і переобладнання котельні для опалення каптованим газом визначається за формулою:

$$T_{ob} = \frac{K_z + K_k}{\Delta_{ob}}, \text{ років.}$$

$$T_{zag} = (3940934 + 5000000) / 58600626 = 0,2 \text{ року} = 2,4 \text{ місяця}$$

Таблиця 4.2.

| Техніко-економічні показники при застосуванні дегазації і використанні каптованого газу | | | |
|---|--|----------|----------|
| Показник | | Од. вим. | Значення |
| | | | |

| | | | |
|---|--------------------|--------------------|----------|
| Коефіцієнт зростання навантаження на лаву | a_l | частки од. | 2,0 |
| Коефіцієнт зростання навантаження на шахту | $a_{ш}$ | частки од. | 2,0 |
| Виробнича собівартість 1 т вугілля в цілому по шахті до підвищення навантаження | $C_{ш}$ | грн/т | 500 |
| Число днів роботи шахти на рік | $n_{дн}^{ш}$ | | 300 |
| Вартість буріння 1 м дегазації свердловини | C_{δ} | | |
| - для пластових свердловин | | грн/м | 300 |
| - для горизонтальних свердловин | | грн/м | 1000 |
| Середня ціна 1 т вугілля, що йде на виробничо-технічні потреби шахти | f | грн | 292,65 |
| Максимально-допустиме по газовому фактору навантаження на лаву | $A_{доп}^l$ | т/добу | |
| - без дегазації | | | 160 |
| - комплексна дегазація (базовий варіант) | | | 4000 |
| - комплексна дегазація + дегазація пласта | | | 8000 |
| Експлуатаційні витрати на дегазацію по шахті в цілому | $E_e^{ш}$ | грн/рік | 957222 |
| Загальні витрати на дегазацію по шахті | $E_{\delta}^{ш}$ | грн | 3940934 |
| Річна економія при підвищенні навантаження на шахту при застосуванні дегазації | $E_{ш}$ | грн | 53445844 |
| Економічний ефект застосування дегазації в цілому по шахті | $S_{\delta}^{ш}$ | % | 7,57 |
| Термін окупності капітальних вкладень на ведення дегазаційних робіт | T | років | 0,073 |
| Вартість переобладнання котельні для опалення каптованим газом | K | грн | 5000000 |
| Економія при спалюванні 1 м ³ каптованого метану | b | грн/м ³ | 0,34 |
| Річний економічний ефект від використання каптованого метану в шахтних котельнях | B_y | грн/рік | 6379495 |
| Загальна додаткова річна економія при перекладі котельні установки на опалення каптованим газом | B_0 | грн/рік | 6548875 |
| Зниження питомих витрат при опаленні котельні каптованим газом | C_H | грн/т | 5,45 |
| Термін окупності капітальних витрат на переобладнання котельні | G | років | 0,76 |
| Загальна річна економія в цілому по шахті при застосуванні дегазації і використанні каптованого газу | $E_{заг}$ | грн/рік | 58600626 |
| Загальний економічний ефект від застосування дегазації при використанні каптованого газу | $S_{\delta}^{заг}$ | % | 4,9 |
| Термін окупності капітальних вкладень на ведення дегазаційних робіт в шахті і переобладнання котельні для опалення каптованим газом | $T_{заг}$ | років | 0,20 |

ВИСНОВОК

Для підвищення навантаження на очисній заборі передбачаємо заміну очисного комплексу MVPO - 3200X на модернізований струговий комплекс DBT.

Приймаємо двохсторонню схему извлечения.

Положительные стороны: отсутствие людей в лаве, большинство рабочих находятся на свежей струе воздуха.

На ділянці планується навантаження на очисний вибій 8600 т/добу при довжині лави 233 м. Схема провітрювання ділянки прямоточна. При такій схемі провітрювання максимальний ефект дегазації досягається шляхом відсмоктування газу по свердловинах, пробурених в зближених пластах з вироблення з висхідним струменем назустріч очисної заборі (за лавою).

Дегазацію пласта здійснюється з 6 північного конвеєрного штреку блоку 8. Свердловини повинні з'єднуватися з трубопроводом Ф 325 мм, прокладеному по штреку, до з'єднання з магістральним газопроводом Ф 325 мм, прокладеному по пристовбурних двору, і далі - до головного стовбура.

У разі зміни гірничо-геологічних умов параметри свердловин повинні бути скоректовані відповідно до рекомендацій МакНДІ.

Засоби очисної виїмки

| Найменування обладнання | Одиниці виміру | Кількість |
|---------------------------------|----------------|-----------|
| Секції кріплення DBT | шт. | 155 |
| Струг РНН | шт. | 1 |
| Скребок конвеєр PF 3/822 | шт. | 1 |
| Скребок перевантажувач PF 4/932 | шт. | 1 |
| Кріплення сполучення DBT 2003 | шт. | 2 |

Виїмка вугілля в лаві виконується стругом РНН 42 за двосторонньою схемою. Управління покрівлею - повне обвалення.

Двостороння схема виїмки передбачає:

- Винесення приводних головок конвеєра на штрек;
- Виїмка вугілля на кінцевих ділянках лави без підготовки ніш.

В результаті заміна очисного комплексу MVPO - 3200X на стругові установки DBT дала можливість більш ефективно використовувати гірничодобувне обладнання.

Це дозволило:

- забезпечити середньодобове навантаження на лаву, рівну 8600 т вугілля;
- підвищити продуктивність праці робітників з видобутку вугілля.

Основний економічний ефект від впровадження комплексної дегазації з подальшою утилізацією каптованого метану полягає в додатковій економії на умовно-постійних витратах (при збільшенні навантаження на очисний вибій). При розрахунку економічного ефекту від використання каптованого метану врахована економія палива на власні потреби при опаленні котлів каптованим газом, а також

зменшення абсолютної величини заробітної плати обслуговуючого персоналу котельні.

Термін окупності капітальних вкладень на ведення дегазаційних робіт в шахті і переобладнання котельні для опалення каптованим газом складе 2,4 місяця.

Річний економічний ефект від впровадження проектних рішень складе 58,6 млн.грн.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах: НПАОП 10.0-1.01-10. – К.: Друкарня ДП «Редакція журналу «Охорона праці», 2010. – 430 с.
2. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. / Міністерство палива та енергетики України – К.: Основа, 2010.
 - Т.1. – 2010. – 425 с.
 - Т.2. – 2010. – 399 с.
3. Уніфіковані типові перетини гірничих виробок. - К. : Будівельник, 1971..
 - Т.1: Перетини виробок, закріплених аروحним кріпленням з взаємопов'язуючого шахтного профілю, при відкатці вантажів у вагонетках ємк. 1-4 м3. - 416 с.
 - Т.2: Перетини виробок, закріплених залізобетонними стійками і шарнірно-підвісним верхняками, при відкатці вантажів у вагонетках ємк. 1-4 м3. - 284 с.
4. Гірська графічна документація. Види і комплектність: ГОСТ 2.850-75 - [Чинний від 1980-01-01] - М. : Вид. стандартів, 1983. - 200 с. - (Міждержавний стандарт)
5. Гірська графічна документація. Позначення умовні корисних копалин, гірських порід і умов їх залягання: ГОСТ 2.857-75 - [Чинний від 1980-01-01] - М. : Вид. стандартів, 1983. - 200 с. - (Міждержавний стандарт)
6. Гірничо-інженерна графіка / Г.Г. Ломоносов [и др.]. - М. : Недра, 1976 - 263с.
7. Єдина система конструкторської документації. Загальні вимоги до текстових документів: ГОСТ 2.105-95. - К. : Держстандарт України, 1996 - 36 с. - (Державний стандарт України)
8. Норми технологічного проектування вугільних і сланцевих шахт: ВНТП-86. - М. : МУП СРСР, 1986. – 62с.
9. Правила технічної експлуатації вугільних і сланцевих шахт. - М. : Недра, 1976. - 303 с.
10. Прогресивні схеми розробки пластів на вугільних шахтах. - М. : МУП СРСР, 1979
 - Ч. 1: Технологічні схеми. - 332 с.
 - Ч. 2: Технологічні схеми - 246 с.
11. ехнологічні схеми розробки пластів, небезпечних за раптовими викидами вугілля і газу. - М. : ПД ім. А.А. Скочинського, 1982. -256с.
12. Інструкція щодо безпечного ведення гірничих робіт на пластах, небезпечних за раптовими викидами вугілля породи і газу. - М. : МУП СРСР, 1989. -191с.
13. Дегазація вугільних шахт. Вимоги до способів та схеми дегазації: СОУ 10.1.00174088.001-2004. - [Чинний від 2005-01-01]. - К. : Мінпаливенерго України, 2004. - 162 с. - (Стандарт Мінпаливенерго України)
14. Керівництво з проектування вентиляції вугільних шахт. - К. : Основа, 1994. - 311 с.
15. Машини та обладнання для вугільних шахт: довідник / під ред. В.Н. Хорина - 4-е изд., Перероб, і доп. - М. : Недра, 1987. - 424 с.
16. Задачник по підземній розробці вугільних родовищ / під ред. К.Ф. Сапицький. - М. : Недра, 1981. - 311 с.
17. Яцкіх В.Г. Гірничі машини і комплекси / В.Г. Яцкіх, Л.А. Спектор, А.Г. Кучеревський. - М. : Недра, 1984. - 400 с.
18. Кияшко І.А. Процеси підземних гірничих робіт / І.А. Кияшко. - К. : Вища школа, 1992. - 335 с.
19. Гелескул М.Н. Довідник по кріпленню капітальних і підготовчих гірничих виробок: довідник / Гелескул М.Н. - М. : Недра, 1982.
20. Єдині правила безпеки при вибухових роботах. - К. : Норматив, 1992. - 172с.
21. Бурчак А.С. Проектування підприємств з підземним способом видобутку корисних копалин: довідник / А.С. Бурчак А.С. Малкін - М. : Недра, 1991. - 399.
22. Бурчак А.С. Проектування підприємств з підземним способом видобутку корисних копалин: довідник / А.С. Бурчак, А.С. Малкін - М. : Недра, 1991. - 399с.

23. Відтворення розкритих і підготовлених запасів вугілля на шахтах. М. : Недра, 1990. - 352с.
24. Закладне роботи в шахтах: довідник / під ред. Д.М. Броннікова, А.С. Цигалова. - М. : Недра, 1989. - 400с.
25. Підземний транспорт шахт і копалень: довідник / за загальною ред. Г.Я. Пейсахович, І.П. Ремізова - М. : Недра, 1985. - 565с.
26. Основні положення з проектування підземного транспорту для нових і діючих шахт. - М. : МУП СРСР, 1986. - 356с.
27. Транспорт на гірничих підприємствах: підруч. для вузів / М.Я. Біліченко, Г.Г. Півняк, О.О. Ренгевич та ін. – 3-є вид. перероб. та доп. – Д.: НГУ, 2005. – 636 с.
28. Салов В.О. Основи експлуатаційних розрахунків транспорту гірничих підприємств: навч. посіб. / В.О. Салов: М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Д.: НГУ, 2005. – 199 с.
29. Руднична вентиляція: довідник. - М. : Недра, 1988. - 440с.
30. Клебанов Ф.С. Повітря в шахті / Ф.С. Клебанов - М. : Імідж, 1995. - 574 с.
31. Аерологія гірничих підприємств / К.З. Ушаков [и др.] .- М., Недра, 1982. - 421 с.
32. Охорона праці / під ред. К.С. Ушакова. - М. : Недра, 1986. - 624 с.
33. Іщук І.І. Засоби комплексного знепилювання гірничих підприємств: довідник / І.Г. Іщук. - М. : Недра, 1991. - 253с.
34. Керівництво по боротьбі з пилом у вугільних і сланцевих шахтах. - М. : Недра, 1979. - 319с.
35. Єдині правила охорони надр при розробці родовищ твердих корисних копалин. - М. : Недра, 1987.
36. Красавін О.П. Захист довкілля у вугільній промисловості / А.П. Красавін. - М. : Недра, 1991. - 221с.
37. Екологія гірничого виробництва: підручник для вузів. - М. : Недра, 1991. - 320с.
38. Укрупнені комплексні норми виробітку для шахт Донецького і Львівсько-Волинського вугільних басейнів. - М. : МУП СРСР, 1988. - 586с.
39. Кабанов А.І. Інноваційний процес і ефективність нової техніки у вугільній промисловості / А.І. Кабанов, В.Є. Нейсбург, В.Д. Харченко. - К. : Техніка, 1994. - 226с.
40. Александров С.М. Охорона праці у вугільній промисловості: навч. посіб. для студ. гірн. спец. вищ. навч. закл. / С.М. Александров, Ю.Ф. Булгагов, В.В. Яйло. • Донецьк: РІА ДонНТУ, 2007- 516 с.
41. Голінько В.І. Основи охорони праці / В.І. Голінько. – Д.: НГУ, 2008 – 265 с.
42. Сивко В.Й. Розрахунки з охорони праці: навч. посіб. / В.Й. Сивко. – Житомир: ЖІТІ, 2001. – 152 с.
43. Охорона праці: підруч. для студ. гірн. спец. вищ. навч. закл / К.Н. Ткачук [та ін.]. – К.: Київ, 1998 – 320 с.

Додаток А
Відомість матеріалів дипломного проекту

| | | Позначення | Назва | Кількість листів | Примітка |
|----|----|--------------------|---|-------------------------|-----------------|
| 1 | | | | | |
| 2 | | | Документація | | |
| 3 | | | | | |
| 4 | *) | ТСТ.ПД.19.08.ПЗ | Пояснювальна записка | 98 | *) А4 |
| 5 | | | | | |
| 6 | | | Графічні матеріали | | |
| 7 | | | | | |
| 8 | A1 | ТСТ.ПД.19.08.ГЧ.01 | Система технології підземного видобутку вугілля | 1 | |
| 9 | A1 | ТСТ.ПД.19.08.ГЧ.02 | Перспектива розвитку гірничих робіт | 1 | |
| 10 | A1 | ТСТ.ПД.19.08.ГЧ.03 | Схема вентиляції шахти | 1 | |
| 11 | A1 | ТСТ.ПД.19.08.ГЧ.04 | Пропозиції щодо вдосконалення технології вилучення метану | 1 | |

Додаток В

Характеристика пласта d₄

| Найменування (символ) свити | Найменування (символ) пласта | Потужність пласта ср., М | | Продуктивність пласта, т/ м ² | Кут падіння пласта, град. | Будова пласта (просте, складне) | Витриманість пласта. |
|-----------------------------|------------------------------|--------------------------|------|--|---------------------------|---------------------------------|----------------------|
| | | 0,9 | 2,15 | | | | |
| C ₁ ^н | d ₄ | 0,9 | 2,15 | 1,26-2,84 | 2-5 | складна | витриманий |

Характеристика якості вугілля

| Найменування (символ) пласта | Марка вугілля | | Масова частка загальної робочої вологи W _t ^r , ср., % | Зольність A ^d , ср., % | | Масова частка загальної сірки S _d ^d , ср., % | Вихід легких речовин U ^{daf} , ср., % | Товщина пластичного шару Y, мм | Питома теплота згоряння Q _s ^{af} , кал/кг | Збагачуваність вугілля по золі і сірці |
|------------------------------|-----------------------|----------------|---|-----------------------------------|---|--|--|--------------------------------|---|--|
| | по геологічному звіту | за даними УХІН | | чисто вугілля (вугільних пачок) | засміченого вугілля (з забрудненням прошарок) | | | | | |
| d ₄ | КО | КО | 0,9-1,9 1,3 | У центр. частини | | 0,6-1,2 0,8 | 26,3 - 32,8 | 8 - 14 | 8335 8625 | легка |
| | | | | 4,9-8,0 6,1 | 4,9-8,0 6,8 | | | | | |
| | | | | У південній частині | | | | | | |
| | | | | 16,4-25 17,1 | 16,4-25,2 19,6 | | | | | |